Міністерство освіти і науки України
Національний гірничий університет

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

**III Міжнародна
науково-практична конференція
13–19 вересня 2009 року**



***110-річчю
Національного
гірничого університету
присвячується***

Дніпропетровськ
НГУ
2009

УДК 622 (06)

Наукова редакція:

В.І. Бондаренко, І.А. Ковалевська

Організаційний комітет:

Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко, М.С. Сургай, В.І. Бузило,
В.М. Окалєлов, М.І. Ступнік, П.М. Должиков, В.Д. Рябічев, А.М. Зубко
Б.І. Римарчук, Р.О. Дичковський, І.А. Ковалевська, О.М. Кузьменко,
Єжи Кіцьки (Польща), Станілав Прусек (Польща), Мічеслав Лубрика (Польща)

Технічна редакція:

О.К. Малова, В.В. Лапко, Ю.І. Демченко, В.В. Фомичов

У збірнику опубліковані науково-технічні досягнення та передовий вітчизняний і закордонний досвід гірничодобувної промисловості України, Росії, Польщі, Словенії та ін.

Представлено інноваційні технології розкриття, підготовки й відпрацьовування вугільних, залізорудних, уранових, мідних і марганцевих родовищ, методи розрахунку раціональних параметрів різних видів кріплень, управління напружено-деформованим станом масиву, вентиляції і дегазації, економічні аспекти й інвестиційно-інноваційні шляхи розвитку гірничодобувної промисловості.

В сборнике опубликованы научно-технические достижения и передовой отечественный и зарубежный опыт горнодобывающей промышленности Украины, России, Польши, Словении и др.

Представлены инновационные технологии вскрытия, подготовки и отработки угольных, железорудных, урановых, медных и марганцевых месторождений, методы расчета рациональных параметров различных видов крепей, управления напряженно-деформированным состоянием массива, вентиляции и дегазации, экономические аспекты и инвестиционно-инновационные пути развития горнодобывающей промышленности.

Scientific and technical achievements and progressive domestic and foreign experience of mining industry of Ukraine, Russia, Poland, Slovenia and other are published in collection.

Innovative technologies of dissection, preparation and working off coal, iron-ore, uranium, copper and manganese deposits, methods of calculation of rational parameters of different types of roof, are presented, management the tense-deformed state of massif, ventilations and degassings, economic aspects and investment-innovative ways of development of mining industry.

Адреса організаційного комітету:

Кафедра підземної розробки родовищ
Національний гірничий університет
пр. К. Маркса, 19, м. Дніпропетровськ
49005, Україна

ISBN 978-966-350-154-3

© Національний гірничий університет, 2009

ЗМІСТ

Сургай Н.С. Уголь – главный энергоноситель в Украине! 7
Півняк Г.Г., Бондаренко В.І., Салов В.О. Алгоритм формування інтегрованих навчальних планів підготовки фахівців з гірництва 13
Вивчаренко А.В., Лядецкий А.Н. Интенсивная отработка тонких угольных пластов в горно-геологических условиях Западного Донбасса 18
Бондаренко В.И., Грядущий Ю.Б., Ковалевская И.А., Симанович Г.А. Методика исследования влияния поперечного сечения пластовой выработки вида крепи на перемещения ее контура 23
Римарчук Б.И. Проблемы разработки месторождений железных руд Кривбасса подземным способом в современных условиях 30
Косарев В.В., Стадник Н.И., Косарев И.В., Вассерман И.Г., Непомнящий А.Л. Адаптация оборудования высокопроизводительных очистных комплексов для работы в сложных горно-геологических условиях 35
Кузьменко О.М., Рябічев В.Д., Козлов О.А., Хейло О.В. Планування розвитку гірничих робіт з обмеженими параметрами шахтних полів для реалізації інтенсифікації видобування вугілля 48
Ильяшов М.А., Агафонов А.В. Применение двухфазных высоконапорных струй для устранения выбросоопасных угольных пластов 55
Никонец В.И. Современные проблемы марганцеворудных предприятий Украины и пути их решения 62
Пилов П.И. Анализ факторов, обеспечивающих качество продукции угольной промышленности 67
Должиков П.Н., Солоп П.А., Никифоров А.В. Технологические и организационные проблемы при добыче угля в длинных лавах 83
Филатьев М.В., Антощенко Н.И., Сятковский С.Л. Проявление горного давления в разные периоды развития процесса сдвижения подработанных пород при выемке угольных пластов 88
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Вивчаренко А.В., Фомичев В.В. Взаимосвязь НДС элементов системы «массив-крепь» с прочностными характеристиками боковых пород 99
Бузило В.И., Кошка А.Г., Сердюк В.П., Наливайко Я.М., Дяченко А.П. Формирование качества добываемого угля при отработке пласта сложного строения 106
Мартынов А.А., Бойченко В.Н., Яковенко А.К., Орищак В.А. Концептуальные направления в решении проблемы регулирования микроклимата в глубоких шахтах 111
Ступнік М.І., Паранько І.С. Вплив ураженості геологічного середовища на технологію підземної розробки залізорудних родовищ 122
Окалелов В.Н. Исследование характера изменения протяженности горных выработок с течением времени работы шахты 129
Власов С.Ф., Сидельников А.А. Обоснование параметров объемного моделирования массива горных пород вокруг очистной и подготовительных выработок 139

Гайко Г.И., Касьянов В.А., Заев В.В. Расчет параметров коллекторной топливно-энергетической системы, основанной на подземном сжигании угольных пластов 149
Дичко А. Інформаційні технології у польському гірництві – від ідей до практичної реалізації 156
Голинько В.И., Яворская Е.А., Лебедев Я.Я. Оценка эффективности вентиляционных сетей марганцевых шахт 167
Кожушок О.Д., Ильяшов М.А. Математическое моделирование работы комбинированной охранной системы при поддержании выемочного штрека за лавой 185
Горова А.І., Павличенко А.В. Оцінка впливу діяльності гірничодобувних підприємств Дніпропетровської області на стан здоров'я населення 194
Ковалевская И.А., Черватюк В.Г., Симанович Г.А. Влияние геомеханических параметров углевмещающего массива на перемещения рамной крепи в зоне прохода людей 208
Бокий Б.В. Разработка комплексной системы извлечения метана из подрабатываемого углепородного массива и исследование её эффективности 215
Бондаренко В.И., Русских В.В., Зубко А.Н., Зубко С.А. Опыт применения программного обеспечения «Singleblast» в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» 234
Пономаренко П.И. Расчет смещений контура поперечного сечения и размеров зон неупругих деформаций вокруг выработки 241
Халимендик Ю.М., Бруй А.В., Сарвас Е.В. Проявления горного давления в выработках с опорно-анкерным креплением шахты «Степная» 248
Светкина Е.Ю. Активация алюмосиликатов путем виброударного нагружения 255
Гребенкин С.С., Рябичев В.Д., Перепелица Б.А. Геомеханические особенности расчета и выбора пространственно-технологических параметров щитовых крепей для отработки крутых угольных пластов 265
Кузьменко А.М., Фурман А.И., Зубко А.Н., Усатый В.Ю. Эффективность применения самоходного оборудования при подземной разработке рудных месторождений 270
Ярош Я. Некоторые проблемы ликвидации каменноугольных шахт в Польше 276
Табаченко Н.М., Дычковский Р.Е., Фальштынский В.С., Лапко В.В. Современный подход к рентабельной разработке тонких угольных пластов 287
Кровяк А. Экономическая оценка запасов каменного угля с учетом горно-геологических условий эксплуатации 300
Хоменко О.Є. Ядерно-паливна енергетика України: учора, сьогодні, завтра 321
Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л. Анализ горно-геологических, горнотехнических условий проходки и разработка технологических решений по взрывозащите вертикальных стволов подземного рудника «Удачный» АК «Алроса» 329
Салли В.И., Салли С.В. К вопросам полноты извлечения и корпоративной отработки запасов угля 338

Ковалевская И.А., Черватюк В.Г., Дяченко А.П. Тенденции изменения поперечного сечения пластовой выработки в зависимости от геомеханических параметров углевмещающей породной толщи 345
Denić M., Đukanović D., Stjepanović M. Aktuelno stanje i razvojne mogućnosti podzemne eksploatacije uglja u Republici Srbiji 350
Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю. Методологія виявлення законів і закономірностей гірничої науки 359
Должиков П.Н., Солоп П.А., Кобзарь Ю.И. Исследование устойчивости горных выработок на участках интенсивного водопритока 368
Кузьменко А.М., Беликов И.Б. Обеспечение надежности систем разработки угольных пластов в экстремальных ситуациях 375
Шепелевич В.Д. О продолжительности уплотнения пород под плоским дном мульды сдвижения при выемке угольных пластов 381
Халимендиков Е.Н. Оценка влияния скорости подвигания очистного забоя на состояние призабойной зоны по результатам ретроспективного геомеханического анализа 387
Ковалевская И.А., Почепов В.Н., Мамайкин А.Р. Экспериментальные исследования перемещений опор стоек крепи пластовой выработки 392
Черняк В.І. Шляхи формування політики антикризового менеджменту вугледобувної галузі України в сучасних умовах 398
Кузьменко А.М., Петлеваный М.В. К вопросу подбора составов твердеющей закладки при разработке рудных залежей на больших глубинах 406
Гребенкин С.С., Зензеров В.И., Гребенкина А.С., Шипунова И.В. Выбор методики и расчет устойчивости и направленности передвижения секций механизированной крепи на наклонных угольных пластах 412
Стопкович А. Возможности оценки риска возникновения обрушения кровли в шахтах 423
Тимощук В.І., Демченко Ю.І., Загрищенко А.М., Шерстюк Є.А. Визначення ролі техногенних складових в порушенні геомеханічної стійкості територій, розташованих в зоні впливу об'єктів гірничого виробництва 437
Табаченко Н.М., Дычковский Р.Е., Фальштынский В.С. Новые способы утилизации низкопотенциальной теплоты на шахтах 441
Płonka M. Measurements of load of power supports on caving longwalls 449
Коровяка Е.А., Пугач И.И., Астахов В.С., Катульский А.С. Перспективы утилизации метано-воздушной смеси из системы дегазации в условиях шахты «Добропольская» 458
Мельник В.Б., Авдиенко И.Г. Опыт работы ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса» 472
Фальштинський В.С., Дичковський Р.О., Станьчик К., Свядровські Є. Газифікація вугільних пластів у шахтних умовах 477
Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. Управление напряженным состоянием охранной полосы выемочной выработки 486

Wrana A., Walentek A., Pakura A. Evolution in the underground transport systems used in the polish mining industry in the light of results obtained from a survey performed in the framework of the project «MINTOS» 497
Ганкевич В.Ф., Коцупей А.Н. Проблемы изнашивания деталей горнодобывающего оборудования и изыскание методов повышения надежности и долговечности колесных пар шахтных вагонов 506
Кононенко М.М. Удосконалення технології кріплення нарізних виробок у зонах впливу очисного простору 514
Гайдай А.А. Исследование гранулометрического состава и его влияние на процесс окускования угольных шламов при адгезионно-химической технологии 525
Saługa P., Sobczyk J. Szacowanie stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka dla projektów eksploatacji węgla kamiennego w zależności od stopnia rozpoznania złoża 532
Савельева Т.С., Савельев В.А., Яворский В.Н. Обоснование параметров камер специального назначения для размещения подземных обогатительных фабрик с использованием численных методов теории упругости 546
Островский И.Р., Сирик В.Ф., Ганкевич В.Ф., Луцык А.С., Шарафутдинов Ф.М. Буровые штанги для проходческих комбайнов 554
Фелоненко С.В. Влияние параметров резания на величину удельной энергоемкости разрушения угля комбайном КА80 566
Марченко О.О. Впровадження методики визначення економічної доцільності вилучення запасів вугілля проектними інститутами та вугільними шахтами 577
Тимошенко Є.В. До питання підвищення ефективності відпрацювання тонких вугільних пластів 583
Хоменко О.Е., Владыко А.Б., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Использование современных INTERNET-технологий в популяризации горнорудного дела Украины 589
Муха О.А., Пугач І.І. Обгрунтування можливості утилізації метану за умов підвищення ефективності дегазації шахти 594
Мальцев Д.В. Изучение напряженно-деформированного состояния массива урановых руд термодинамическим методом 600
Мищенко Г.Я. Применение нанотехнологии при защите от износа промышленного оборудования 615
Моссур А.П. Влияние процессов гидратообразования на проявления горного давления в отрабатываемых угольных пластах 622
Сведения об авторах 627

УДК [622.012.2-503.55:681.3.06](043.5)

© Н.С. Сургай
Герой Украины

УГОЛЬ – ГЛАВНЫЙ ЭНЕРГОНОСИТЕЛЬ В УКРАИНЕ!

Обґрунтовано значення Вугілля для економіки країни, виконано аналіз сучасного стану вугільної промисловості України, окреслено необхідні кроки для виходу з кризи, відзначено провідну роль науки для відродження і розвитку вугільної галузі.

Обосновано значение Угля для экономики страны, выполнен анализ современного состояния угольной промышленности Украины, очерчены необходимые шаги для выхода из кризиса, отмечена ведущая роль науки в возрождении и развитии угольной отрасли.

The value of Coal is grounded for the economy of country, the analysis of the modern state of coal industry of Ukraine is executed, steps are outlined for an exit from a crisis, the leading role of science is marked for a revival and development of coal industry.

Сегодня, если не все, то большинство, понимают, что Уголь – главный и даже безальтернативный энергоноситель в стране, гарант её энергетической, экономической, политической, государственной и духовной независимости. Поэтому, Уголь и только Уголь спасёт Украину, если Украина спасёт Уголь!

Казалось бы, в такой высококвалифицированной аудитории как участники III Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки-2009» излишне напоминать об этом. Тем не менее, на фоне истерии по поводу газовой трубы и агрессивных действий газового лобби, перешедшего в наступление на всех фронтах, в условиях экономического кризиса, когда с упорством, достойным лучшего применения, на каждом шагу средства массовой информации твердят об убыточности угольной отрасли, невостребованности угля, и что истинный героизм заключается не в добыче «чёрного золота» и «хлеба промышленности», а в умении хоть как-то его сбыть, повторять непреложные истины приходится вновь и вновь!

В последнее время участились попытки за счёт безосновательных нападок в адрес науки отвлечь внимание от истинных причин (и виновников) аварий и техногенных катастроф, зачастую с масштабными трагическими последствиями. В средствах массовой информации беспрерывно муссируются разглагольствования о бессилии науки, о незнании на современном этапе её развития природы многих явлений, непредсказуемости поведения горного массива на большой глубине, об уча-

стившихся случаях не прогнозированного теорией уникального стечения обстоятельств (совместного наступления большого числа маловероятных независимых событий). А следует говорить, к сожалению, в какой степени внедрены многие апробированные и заслужившие высокую оценку научные достижения отечественных учёных и специалистов, как соблюдаются элементарные нормы техники безопасности, выполняются необходимые технологические мероприятия, используются имеющиеся средства обеспечения безопасности. Каков уровень производственной дисциплины, развития организации труда и нарядной системы. Следует хотя бы раз провести объективное расследование причин аварии и довести его до конца. Честно ответить, наконец, обществу и себе самим, почему так происходит. Необходимо чётко уяснить, что уголь нужен нам, но не любой ценой! Нельзя далее пассивно наблюдать за бесстыдной дезинформацией общества.

Отрадно, что даже в крайне неблагоприятных современных условиях, когда наука финансируется по принципу «остатки от остатков»; отток и «естественная убыль» её кадров достигли катастрофического запределья; когда она беспардонно шельмуется во всех средствах массовой информации, как уже отмечалось выше, в плане своей «бесплодности» и «бессилия» в предупреждении постоянно повторяющихся трагедий, с ужасающей регулярностью уносящих жизни многих десятков и, даже, сотен горняков; здоровые силы общества сумели самоорганизоваться, предпринять собственные шаги по поддержке научного сопровождения угольной отрасли, основать «Школу подземной разработки», на высочайшем уровне провести уже две научно-практические конференции, собраться в этом очаровательном уголке Крыма для проведения настоящей, III Международной. Третья – это уже традиция!!! А традиции можно только совершенствовать, но никак нельзя утрачивать. И глядя из года в год на качественно и количественно усиливающийся состав участников, расширение географии их представительства, многообразие рассматриваемой проблематики и неуклонное углубление её проработки, можно не сомневаться в перспективном будущем «Школы». Земной поклон и большое шахтёрское спасибо за это её организаторам и, в первую очередь, руководителю – профессору Владимиру Ильичу Бондаренко.

Угольная отрасль необыкновенно наукоёмка. Любое наращивание объёмов добычи, каждый из рекордов или достижений при всем уважении к силе, выносливости, железной воле и профессиональным навыкам рекордсменов – прямое следствие научного сопровождения: развития техники, технологий, организации труда. Символично, что первым в мировой истории международным научным обществом стало именно «Общество горного дела», созданное по инициативе венского учёного-минеролога Игнаца фон Борна на съезде ведущих металлургов и горняков Европы в г. Склене-Тёплице (бывшая Австро-Венгрия, современная Чехия) в 1786 г. Общество объединяло свыше 140 учёных – «друзей и покровителей горного дела для быстрейшего распространения полезных знаний». Общество просуществовало до 1791 г., когда Европа втянулась в продолжительные войны.

То же таки научное сопровождение предопределяло прогресс отечественной угледобычи на протяжении всей её истории. И к тому же украинская наука всегда по праву занимала видное место и в царской России, и в бывшем Союзе. Как, кстати, по

объёму добычи и Донбасс, который продолжительное время оставался всероссийской и всесоюзной «кочегаркой».

А сегодня число занятых в науке в угольной отрасли Украины уменьшилось по сравнению с 1991 г. более чем в 6 раз, и нарушена связь поколений, нет притока молодых кадров, некому передать несметные богатства интеллектуальной собственности, при таком подходе страна может «утратить разум».

Но и в таких условиях достижения отраслевой науки неоспоримы.

К ним относятся прогрессивные технологии, методы, средства и оборудование нового технического уровня, часто превосходящего по своим показателям достижения мировой науки, а то и вовсе не имеющее аналогов в мировой практике, а именно:

– механизированные высокопроизводительные комплексы для добычи угля;

– ресурсозберегающие средства, способы крепления и охранительные конструкции капитальных горных выработок;

– гидроимпульсные выемочная и буровая установки для безлюдной добычи угля и ликвидации аварийных ситуаций на пластах крутого падения;

– система локализации взрывов газа и пыли в горных выработках (СЛВАШ);

– современные материалы и технологии безопасного ведения буро-взрывных работ (ингибиторные порошки и пластические забивки);

– методы и средства сжигания низкосортного топлива в циркулирующем кипящем пласте;

– методологические основы управления надежностью функционирования шахты как единого технологического комплекса с техникой нового уровня и компьютеризированной системой управления, следование которым позволяет превратить обычную шахту с типичными для Донбасса горно-геологическими условиями в бездотационное, высокопроизводительное, прибыльное и социально-перспективное угольное предприятие;

– способы и средства вентиляции;

– проходческий комбайн с системой орошения высокого напора и комбайн, оснащенный манипулятором с высокопроизводительной буровой установкой;

– шахтный изолирующий самоспасатель;

– сигнализатор метана, соединенный с главным светильником;

– методы дегазации пластов;

– способы продления срока эксплуатации стационарного оборудования;

– масса других технологий, методов и образцов новой техники.

Перечень далеко не исчерпывающий и ни с какой точки зрения не претендующий на полноту – я легко могу его продолжать сколько угодно. Сюда, по праву, можно причислить и многие из разработок, признанных лучшими на II Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки-2008», уверен – немало будет таких и среди представленных в этом году.

Конечно, приятно самозабвенно заниматься решением конкретной научной проблемы, когда на любом этапе результаты, как говорится, налицо. Однако, когда отрасль находится в глубочайшем кризисе, необходимо время от времени рассматривать и картину в целом, определять неотложные шаги по возрождению угольной промышленности. Я позволю себе несколько слов именно в этом плане.

Об угле говорят много, но, к сожалению, мало что делается. Я вспоминаю разработку и принятие ещё в 1994 г. первой «Программы развития угольной промышленности и социальной сферы шахтёрских регионов на период до 2005 г.», так называемой программы «Вугілля». Её выполнение в полном объёме обеспечивало бы энергетические и другие потребности народного хозяйства страны, но было сорвано. Затем последовали «Программа реформирования и финансового оздоровления предприятий угольной промышленности Украины на 2000 г.» в 1999, Программа «Українське вугілля» в 2001, утвержденная 15 марта 2006 г. Распоряжением Кабинета Министров №145 «Энергетическая стратегия Украины на период до 2030 года и дальнейшую перспективу», содержащая и угольный раздел, и, наконец, Концепция развития угольной промышленности.

Слов нет – все эти документы, подкреплённые законодательно, могли бы способствовать возрождению отрасли, но финансовая составляющая неизменно подводила. А ведь «жадный платит дважды».

Специалистам хорошо известна формула успеха в Угле – это фронт⇒техника⇒люди.

Рассмотрим каждую составляющую и убедимся, что отрасль переживает глубокий системный кризис.

Фронт. Когда нет самого предмета труда, всё остальное бесполезно. Кое-кто любит поговорить, что Союз оставил нам здесь плохое наследство. Однако, судите сами. В 1991 г. мощность шахтного фонда составляла 195 млн. т, в работе было более 1300 лав, проходили 1500 км горных выработок. Приводить рядом современные показатели просто стыдно. Потери ужасающи! Положение могут исправить строительство и реконструкция шахт. Взять хотя бы пример 60-х годов, когда ежегодно строилось 30-35 шахт. А сегодня одну – единственную новостройку – шахту №10 «Нововолынская» строят и никак не сдадут в эксплуатацию почти 20 лет. Преступно разрушен буроугольный комплекс страны. И хотя здесь собрались подземщики, не вспомнить об этом нельзя. Тем более, что и там всё начиналось аналогично: добытый открытым способом уголь, с помощью которого всегда и везде получали самую дешёвую в мире электроэнергию, вдруг перестал пользоваться спросом. Позор!

Техника. Мощнейшее угольное машиностроение, увы, отрасли уже не принадлежит. В результате такой «самостоятельности» стоимость комплекса нового поколения достигла 50 млн. грн. Скажите, при каком финансовом состоянии и размере дотации его сможет приобрести шахта.

Люди. «Гвардия Труда» в настоящее время, несмотря на принятый Закон Украины «О престижности шахтёрского труда», пребывает в униженном состоянии: неудовлетворительные зарплата и подготовка новых кадров привели к тому, что отрасль в значительной степени держится на пенсионерах. В ещё большей степени это относится к отраслевой науке.

К этим факторам я бы ещё прибавил организацию производства, **управление отраслью**. Угольная промышленность уже почти двадцать лет стабильно пребывает в состоянии смены руководства и реконструкции. По моему мнению, пора поставить точку и прекратить всякие разговоры об очередной новой структуре управления. Слишком много принесли вреда и породили безответственности предыдущие по-

пытки, проводившиеся по принципу «нехай гірше, аби інше». Трёхзвенная система управления МУП⇒объединение⇒шахта, причём шахта, наделённая правом хозяйственной деятельности – имеет многолетний позитивный опыт применения, и «от добра – добра не ищут!»

Я нарисовал довольно мрачную, но реалистическую картину.

Что же делать.

Конкретные предложения подавались неоднократно. Собственно и все шесть Программ развития угольной промышленности последнего 15-летия были, в общем-то, верными.

Прежде всего, следует определиться, сколько угля нам необходимо, и обеспечить чёткие платежи за него.

При решении проблемы «фронта» надо использовать опыт строительства «комсомольских» шахт и разрешить частным инвесторам строить на выходах запасов шахты малой мощности.

Это всё необходимые, но не достаточные условия достижения успеха. Нельзя забывать и о собственной ответственности, быть самокритичными, решительно изживать имеющиеся кое-где иждивенческие настроения, совершенствовать нарядную систему и общую организацию производства в отрасли. Смею заметить, что начинать всё же нужно с НЭПа. Имею ввиду не «новую экономическую политику», а «наведение элементарного порядка».

Ещё один аспект. Ни в коем разе не забывать о роли научного сопровождения отрасли и поднятии престижности труда учёного. И здесь власть предержащие должны чётко уяснить: все предлагаемые меры необходимы не для продления жизни в науке нескольким сотням уцелевших учёных, а для сохранения перспектив отрасли в целом, спасения её от окончательной ликвидации, сохранения преемственности поколений и предотвращения гибели несметных богатств интеллектуальной собственности, обеспечения эволюционного развития угольной промышленности вместо полного её развала с неизбежным последующим мучительным восстановлением «с нуля».

Уважаемые коллеги! Хочу также отметить, что чрезмерные упования на приватизацию могут принести лишь разочарование, как это уже было с непродуманной реструктуризацией и огульным закрытием шахт.

Да и при условии решения задачи обеспечения предметом труда («фронт») надо осознавать, что работать система будет лишь при установлении цен на уголь, объективно отражающих затраты общественно полезного труда на его добычу, и при необходимой господдержке. Возродим отрасль, тогда возродим и экономику страны – основу жизненного уровня народа. Будет тепло и свет в каждом доме.

Дорогие друзья! Пройдёт немного времени, улягутся страсти, государство и общество поймут значимость угольной промышленности для экономики страны, но люди никогда не простят тех, кто безразлично, а порой и вредно относился к судьбе угля.

И пускай судьбоносный шанс возрождения угольной промышленности станет явью, а мотивированный, производительный труд шахтёров и постоянная забота государства о развитии угольной отрасли станут тому гарантом.

Верю в Уголь и точно знаю, что вера в победу – половина победы, и что победа может придти и за минуту до поражения. Но за это нужно постоянно сражаться. Каждому из нас. И в первую очередь лучшей части движущей силы прогресса, славным представителям авангарда отраслевой и академической науки, участникам III Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки-2009».

© Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко
В.О. Салов

АЛГОРИТМ ФОРМУВАННЯ ІНТЕГРОВАНИХ НАВЧАЛЬНИХ ПЛАНІВ ПІДГОТОВКИ ФАХІВЦІВ З ГІРНИЦТВА

Запропоновані принципи формування інтегрованих програм навчальних дисциплін і планів з гірництва. Розроблена методика дає можливість навчального навантаження за ступенями вищої освіти та поступове нарощування складності рівня навчального матеріалу.

Предложены принципы формирования интегрированных программ учебных дисциплин и планов по горному делу. Разработанная методика дает возможность учебной нагрузки за степенями высшего образования и постепенное наращивание сложности уровня учебного материала.

Principles of forming of the computer-integrated programs of educational disciplines and plans are offered in mining sphere. The developed method enables and gradual increase of complication of level of educational material after the degrees of higher education educational material.

1 Загальні питання

Закон України «Про вищу освіту» регламентує різноманітні траєкторії ступеневої підготовки фахівців з вищою освітою, в тому числі навчання за скороченим терміном на базі освітньо-кваліфікаційного рівня молодший спеціаліст.

Випускники вищого навчального закладу першого рівня акредитації, які здобувають освіту за освітньо-кваліфікаційним рівнем молодший спеціаліст мають право продовжити навчання за освітньо-кваліфікаційним рівнем бакалавр спорідненого напряму підготовки у вищих навчальних закладах III-IV рівнів акредитації за інтегрованими навчальними планами.

Основна вимога до інтегрованих навчальних планів – забезпечення якості підготовки фахівців згідно з державними освітніми стандартами.

Досвід підготовки фахівців з гірництва свідчить, що складання інтегрованих навчальних планів для наступного освітньо-кваліфікаційного рівня освіти шляхом формального співставлення назв і обсягів дисциплін вадить якості підготовки фахівців

Освітньо-кваліфікаційні характеристики (ОКХ) та освітньо-професійні програми (ОПП) підготовки молодших спеціалістів та бакалаврів розробляються різними робочими групами МОН України, в різний час та фактично не узгоджені за змістом та об-

сягом навчальних дисциплін. Цей факт не дає можливості скоротити терміни навчання бакалавра на базі ОПП молодшого спеціаліста відповідно до законодавства.

Науково-методична комісія МОН України з гірництва на стадії формування стандартів вищої освіти нового покоління вирішувала задачу адаптації ОПП молодших спеціалістів та бакалаврів і обґрунтування змісту інтегрованих програм навчальних дисциплін.

2 Принцип формування інтегрованих програм навчальних дисциплін

Інтегрована освітньо-професійна програма підготовки бакалавра на базі освітньо-професійної програми молодшого спеціаліста формується з:

– дисциплін базової ОПП бакалавра;

– дисциплін, що співпадають за змістом та обсягом з дисциплінами ОПП молодшого спеціаліста;

– інтегрованих навчальних дисциплін (співпадає за змістом та обсягом певний модуль).

Програма дисципліни визначає нормативний зміст навчання з дисципліни, встановлює обсяг та рівень засвоєння знань за видами навчальних занять та самостійної роботи згідно з вимогами освітньо- професійної програми підготовки.

Для скорочення терміну підготовки бакалаврів на основі попереднього навчання за освітньо-професійною програмою молодшого спеціаліста враховують структуру компетенцій (умінь), що має набути фахівець в період навчання.

Розрізняють основні та похідні компетенції фахівця [1]. На базі основних компетенцій фахівця формується перелік навчальних дисциплін у форматі «основна компетенція – навчальна дисципліна». Програма кожної навчальної дисципліни містить навчальні цілі, відповідні змістові модулі, та обсяг навчальної дисципліни. Навчальні цілі дисципліни мають бути адекватними похідним компетенціям фахівця.

Дисципліни гуманітарної підготовки формують соціально-особистісні та загальнокультурні компетенції фахівців.

Дисципліни природничо-наукового циклу забезпечують фундаменталізацію теоретичних знань і формують загальнонаукові компетенції.

Дисципліни професійно-практичного циклу забезпечують теоретичну підготовку та здобуття практичних умінь і навичок за вибраною спеціальністю і формують професійні компетенції.

Загальний критерій визнання тих чи інших модулів попередньої освіти - забезпечення освітнього рівня та рівня професійної діяльності, що здобуваються (табл. 1).

Розподіл часу на засвоєння змістового модуля необхідно визначати з урахуванням рівня сформованості компетенцій, що вимагаються.

Кожному освітньому рівню законодавством визначений відповідний рівень професійної діяльності – операторський (молодший спеціаліст), експлуатаційний (бакалавр), технологічний (спеціаліст), дослідницький (магістр).

Таблиця 1

ФРАГМЕНТ ІНТЕГРОВАНОЇ ПРОГРАМИ НАВЧАЛЬНОЇ ДИСЦИПЛІНИ

Компетенція основна	Дисципліна	Компетенція похідна	Модуль	Рівень освітньо-кваліфікаційний	Час на засвоєння
Контроль якості технологічних процесів	Метрологія, стандартизація та сертифікація	Обробка вимірів	Основи теорії вимірювань	молодший спеціаліст	6
				бакалавр	6
		Розробка і впровадження стандартів	Основні положення закону України про забезпечення єдності вимірів	молодший спеціаліст	4
				бакалавр	4
		Оцінка якості продукції	Умови здійснення сертифікації	бакалавр	8
		Акредитація випробувальних лабораторій	Порядок акредитації випробувальних лабораторій	бакалавр	6

Всі змістові модулі, що забезпечують професійну діяльність операторського рівня мають бути визнаними згідно [2]. На подальше навчання виносяться змістові модулі, що забезпечують уміння експлуатаційного рівня.

3 Формування інтегрованих навчальних планів

Інтегрований навчальний план підготовки бакалавра формується з інтегрованих навчальних дисциплін, окремі модулі яких збігаються за змістом й обсягом, дисциплін базової програми бакалавра і дисциплін, що за змістом й обсягом ідентичні дисциплінам навчального плану підготовки молодшого фахівця, (табл. 2).

Навчальні елементи не повинні дублювати зміст навчання, що наданий в освітніх програмах попередніх освітньо-кваліфікаційних рівнів.

Визнання результатів навчання здійснюється зарахуванням кредитів за дисциплінами та модулями, що співпадають за змістом та обсягом.

Допускається академічна різниця до 10 кредитів, що ліквідується через індивідуальні заняття в позанавчальний час.

Скорочення терміну навчання здійснюється на 1 рік, якщо визнаються 60 кредитів, на 2 роки, якщо визнається 120 кредитів з урахуванням академічної різниці.

Таблиця 2

ФРАГМЕНТ НАВЧАЛЬНОГО ПЛАНУ

Дисципліни програми бакалавра	Обсяг, кредити ECTS	Дисципліни програми молодшого спеціаліста	Обсяг, кредити ECTS	Залікові кредити
Історія України	2	Історія України	2	2
Фізика	8			0
Метрологія, стандартизація та сертифікація	2,5	Метрологія, стандартизація та сертифікація	1,5	1,5
Модуль 1	1	Модуль 1	1	
Модуль 2	0,5	Модуль 2	0,5	
Модуль 3	0,5			
Модуль 4	0,5			

Засоби діагностики якості засвоєння навчальних дисциплін розробляються як система контролю рівня сформованості похідних компетенцій (досягнення поставлених цілей). Засоби діагностики, що виносяться на державну атестацію, розробляються як система контролю рівня сформованості основних компетенцій фахівця, що визначаються ОКХ.

Контроль якості підготовки здійснюється за допомогою узагальнених кваліфікаційних завдань, які є моделлю проблемної професійної ситуації. На основі узагальнених кваліфікаційних завдань створюються конкретизовані кваліфікаційні завдання із чисельною або іншою конкретизацією вихідних даних і еталони рішень.

Така схема дає можливість зовнішнього контролю рівня сформованості компетенцій фахівця.

4 Висновки

Складання інтегрованих навчальних планів у вигляді комбінації фрагментів навчальних планів різних рівнів не дозволяє скоротити строк навчання без зниження його якості.

Подолання цієї проблеми можливо завдяки створенню інтегрованих навчальних планів, що передбачають викладання інтегрованих навчальних дисциплін.

Реалізація запропонованої методики створення наскрізних навчальних програм сприятиме підвищенню якості підготовки бакалаврів за скороченим терміном навчання на базі освітньо-кваліфікаційного рівня молодший спеціаліст. Методика дає можливість здійснити рівномірний розподіл навчального навантаження за ступенями вищої освіти та поступове нарощування складності рівня навчального матеріалу.

Список літератури

1. G.G. Pivnyak, T.A. Pismenkova, V.A. Salov. Realization of the qualified approach in higher education standards of Ukraine, 37th International Engineering Education Symposium IGIP /Класифікатор професій ДК003:2005. – Чинний від 27.12.2005. – К.: Держспоживстандарт України, 2005. – 615 с.

УДК 622.3

© А.В. Вивчаренко, А.Н. Лядецкий

ИНТЕНСИВНАЯ ОТРАБОТКА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Представлені нові передові технології ведення очисних і підготовчих робіт при відпрацьовуванні тонких вугільних пластів в умовах вміщуючих слабких порід і міцного вугільного пласта.

Представлены новые передовые технологии ведения очистных и подготовительных работ при отработке тонких угольных пластов в условиях слабых вмещающих пород и крепкого угольного пласта.

New high technologies of conducting clearing and a preparatory work are presented at working off of thin coal layers in the conditions of weak containing breeds and a strong coal layer.

Современные экономические условия развития угольной промышленности Украины предопределяют интенсивный путь развития отрасли. ОАО «Павлоградуголь» является одним из передовых предприятий, неуклонно повышающих технико-экономические показатели, базирующиеся на использовании новейшей техники и технологии.

Открытое Акционерное Общество «Павлоградуголь», входящее в состав ДТЭК, объединяет десять шахт, расположенных в Западном Донбассе.

Месторождение Западного Донбасса характеризуется довольно специфическими горно-геологическими условиями, а именно:

- наличием крепкого, вязкого угля (коэффициент крепости по шкале Протодъяконова $f = 3...5$), имеющего высокую сопротивляемость резанию (до 300…520 кН/м);
- неустойчивыми кровлями, представленными слабыми глинистыми и песчано-глинистыми породами, склонными к размоканию (коэффициент крепости по шкале Протодъяконова $f = 1{,}5...2{,}5$);
- маломощными пластами угля (средней мощностью 0,55…1,21 м).

В 2004 году, до приватизации и вхождения в состав ДТЭК, шахты объединения имели следующие показатели:

- добыча рядового угля – 11,4 млн. тонн в год;
- проведение подготовительных горных выработок – 99,6 км в год;

- среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля – 42,3 т/мес.;
- нагрузка на среднедействующий очистной забой – 853 тонны/сутки;
- среднедействующее количество очистных забоев – 35,4;
- длина среднедействующего очистного забоя – 175 м;
- зольность добытого рядового угля – 39,6%.

В 2008 году ОАО «Павлоградуголь» достигнуты следующие показатели:

- добыча рядового угля – 14,2 млн. тонн в год (к 2004 году + 2,8 млн. тонн или + 24%);
- проведение подготовительных горных выработок всего – 113,6 км в год (к 2004 году + 14 км или + 14%);
- среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля – 62,7 т/мес. (к 2004 году + 20,4 тонн/мес. или + 48%);
- нагрузка на среднедействующий очистной забой – 1052 тонны/сутки (к 2004 году + 199 тонн/сутки или + 23%);
- среднедействующее количество очистных забоев – 33,6 (к 2004 году – 1,8 забоя или – 5%);
- зольность добытого рядового угля – 36,9% (к 2004 году – 2,7%).

Как видно, за прошедшие четыре с половиной года ситуация изменилась как в количественном, так и в качественном выражении.

За счет чего достигнуты такие показатели? В основном это:

Увеличение инвестиций на капитальный ремонт и техническое перевооружение.

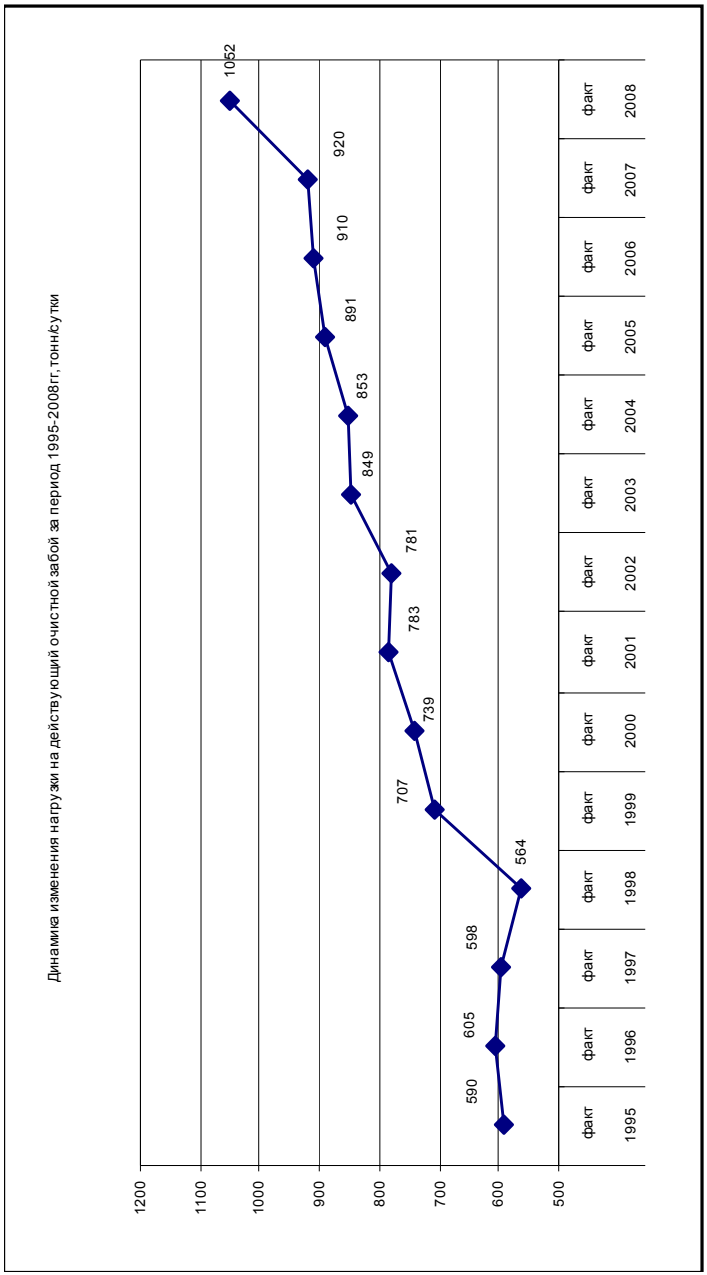
Если в первый год после приватизации ОАО «Павлоградугля» на модернизацию и другие программы предприятия было затрачено около 200 млн. гривен, то в 2008 году объем инвестиций составил около 1 млрд. гривен (т. е. пятикратный рост). Приобретается высокоресурсное очистное оборудование производства Чехии, Германии (мехкрепь «OSTROJ», комбайны T-Machinery, струговая техника DBT). В результате достигнуто уменьшение аварийности оборудования и увеличен коэффициент его технической готовности.

Увеличение длины лав.

Длина среднедействующего очистного забоя в 2008 году – 193 м (к 2004 году + 18 м или + 10%), а в 2009 году будут отрабатываться 59% очистных забоев длиной более 200 м (41 лава из 70) – это приводит к сокращению доли времени концевых операций во времени цикла добычи угля очистным комбайном. С начала года уже отрабатывается 2 лавы длиной более 300 м на шахтах «Днепровская» и «Степная» и их количество планируется увеличивать.

Увеличение длины выемочных столбов.

В 2008 году средняя длина столба составила 1065,2 м, в 2009 году будут отрабатываться 4 лавы с длиной столба более 2000 м и 10 лав – более1500 м за счет чего достигнуто снижение потерь времени работы добычных участков при переходах из лавы в лаву.


Динамика изменения нагрузки на действующий очистной забой за период 1995-2008гг, тонн/сутки
1200
1100
1000
900
800
700
600
500
факт 1995
590
факт 1996
605
факт 1997
598
факт 1998
564
факт 1999
707
факт 2000
739
факт 2001
783
факт 2002
781
факт 2003
849
факт 2004
853
факт 2005
891
факт 2006
910
факт 2007
920
факт 2008
1052

Внедрение анкерного и рамно-анкерного крепления горных выработок. Если еще в 2006 году все проводимые выработки крепились рамной крепью, то в 2008 году объем проведения выработок закрепленных анкерной крепью составил 7750 п.м., рамно-анкерной – 57082 п.м., что позволило снизить трудоемкость работ и время проведения концевых операций.

Максимальная механизация всех вспомогательных процессов, с максимальным исключением ручного труда.

Массово внедряются в производство средства малой механизации. Применяются: ручные тали, гайковерты, устройства для резки цепи и т.д.

Выполнение анализа операционной эффективности производства.

Ведется постоянная разработка и выполнение мероприятий по повышению операционной эффективности производства.

В частности, детально рассматривается время работы машин, т.к. влияние различных факторов: внешних (например, сопротивляемость угля резанию) и внутренних (например, энерговооруженность комбайна), по-разному отображается на машинном времени. Специалисты шахт и аппарата управления ОАО «Павлоградуголь» производят всесторонний анализ потерь рабочего времени в каждом действующем забое, разрабатывают и внедряют мероприятия, направленные на сокращение времени простоев механизмов и достижение наивысших производственных показателей.

Огромное внимание в вопросе интенсификации отработки пластов месторождения Западного Донбасса, ОАО «Павлоградуголь» уделяет сотрудничеству с отраслевыми профильными институтами Украины и Германии, а также сотрудничеству с ведущими производителями горно-шахтного оборудования Украины, России, Германии, Англии, Чехии, Польши и других стран.

Изучаются вопросы:

- разрушения крепких и вязких углей месторождения Западного Донбасса;
- оптимизации способов крепления горных выработок;
- дегазации и утилизации метана;
- улучшения качества угольной продукции.

Производится работа:

- по разработке нового горно-шахтного очистного оборудования для условий ОАО «Павлоградуголь»;
- по автоматизации процессов производства;
- по модернизации стационарного оборудования, оборудования очистных и подготовительных забоев, транспортных систем;
- по организации сервисного обслуживания.

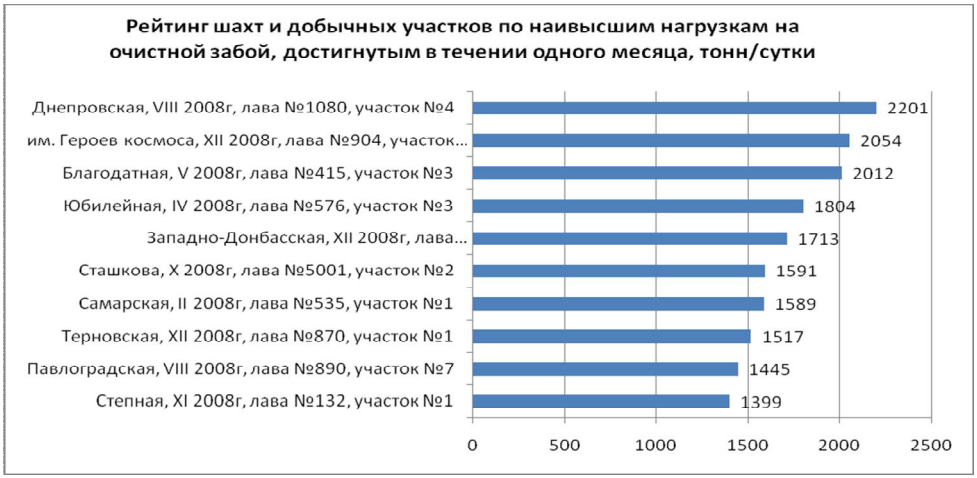
Начиная с 2008 года в ОАО «Павлоградуголь» стартовал проект по внедрению инновационного процесса, стимулирующий инициативность работников по подаче инновационных и рационализаторских предложений и обеспечивающий внедрение инноваций в производство.

Дальнейший рост производства предусмотрен разработанной и утвержденной долгосрочной и среднесрочной стратегиями развития нашего предприятия, которые ежегодно актуализируются и включают в себя следующие основные направления:

- дальнейшее увеличение длины лав и выемочных столбов;
- применение высокоресурсной техники;
- применение струговой технологии выемки угля;
- применение проходческих комплексов с анкероустановщиками;
- модернизация и увеличение производительности стационарного оборудования;
- модернизация транспортных систем и оборудования технологических комплексов.

Об интенсивной отработке пластов месторождения Западного Донбасса говорят следующие достигнутые результаты: в 2008 году из 70 лав добыто **12 635 тыс. тонн** угля, при этом **37 лав** отработали с нагрузкой 1000 тонн/сутки и более, из них добыто **8 461 тыс. тонн** (или **67% от всей добычи**).

При отработке тонких пластов Западного Донбасса достижение к 2011 году суточной нагрузки на очистной забой 1428 тонн в сутки вполне возможно.
Уже в 2008 году в 15,9% отработанных всеми лавами ОАО «Павлоградуголь» забоемесяцах достигались нагрузки 1400 тонн в сутки и более. В том числе на 24 лавах неоднократно на протяжении месяца. Самоотверженный труд 20-ти трудовых коллективов участков по добыче угля является сегодня для работников ОАО «Павлоградуголь» тем эталоном, к которому необходимо стремиться.



А является ли нагрузка 1428 тонн в сутки максимально возможным показателем, покажет время. Но уже сейчас, в своих расчетах, специалисты шахт и аппарата управления ОАО «Павлоградуголь» видят возможным достижение среднесуточных нагрузок на очистной забой 1800 тонн в сутки при условии модернизации, как оборудования, так и технологии ведения очистных, подготовительных работ и вспомогательных процессов.

УДК 622.831

© В.И. Бондаренко, Ю.Б. Грядущий,
И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ ВИДА КРЕПИ НА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ЕЕ КОНТУРА

Викладено основні положення й результати досліджень впливу типорозміру виробки й форми рамного кріплення на переміщення її контуру.

Изложены основные положения и результаты исследований влияния типоразмера выработки и формы рамной крепи на перемещения ее контура.

Substantive provisions and results of researches of influence of a standard size of working and the form frame support on movings of its contour are stated.

На угольных шахтах, в том числе и Западного Донбасса, пластовые выработки имеют существенно различные размеры с колебанием площади поперечного сечения до двух раз, иногда более [1, 2]. В нормативных методиках [3-5] изменение размеров выработки в прочностных расчетах учитывается соответствующим коэффициентом, который постоянен вне зависимости от того, на каком участке контура выработки определяются перемещения крепи. С другой стороны, на шахтах Западного Донбасса широко применяется крепь КШПУ, геометрия которой предусматривает существенные отличия контура выработки от таковой при традиционной крепи КМП-А3: уменьшенный радиус свода; более удлиненные и наклонные (к вертикальной оси) стойки рамы; по указанным факторам высота и ширина выработок с традиционной крепью КМП-А3 и крепью КШПУ отличается друг от друга при, примерно, одинаковой площади поперечного сечения. Тем неменее, в нормативной методике [4] эти отличия учитываются только коэффициентом (равным 1,1) работоспособности крепи, а какие-либо указания по учету изменений перемещений породного контура выработки отсутствуют.

По совокупности указанных причин выполнен комплекс исследований по выявлению закономерностей влияния размеров и формы выработки на эпюру смещений ее контура. При этом в основе вычислительных экспериментов положен метод конечных элементов.

Форма выработки определяется применяемой крепью, что потребовало рассмотрения двух групп типовых сечений – с крепью КМП-А3 и крепью КШПУ. Внутри каждой группы выбрано по три типоразмера, которые охватывают наиболее

применяемый интервал поперечных сечений выработок на шахтах Западного Донбасса:

– КМП-А3-9,2; КМП-А3-13,8; КМП-А3-18,3;

– КШПУ-9,5; КШПУ-14,4; КШПУ-17,7.

Выбранные типоразмеры двух групп минимально отличаются между собой по площади поперечного сечения, а вариант сечения выработки с крепью КМП-А3-13,8 уже был детально исследован в работах [6, 7].

Следующий вопрос касается выбора наиболее объективного параметра, характеризующего конкретное сечение выработки. В нормативной методике [4] использована величина площади поперечного сечения в свету $S_{св}$ для определения соответствующего поправочного коэффициента, однако не указывается какому периоду работы крепи соответствует значение $S_{св}$ – до или после осадки. На наш взгляд, за базовый параметр следует использовать $S_{св}$ до осадки, а изменение поперечного сечения в процессе эксплуатации выработки определяется разрабатываемой методикой прогноза. Параметр $S_{св}$ также отражает и величину площади сечения выработки в проходке $S_{пр}$, поскольку в вычислительном эксперименте моделируются все конструктивные особенности крепи, закрепного пространства. Поэтому параметр $S_{пр}$ отображается автоматически. Таким образом, смоделированы шесть типоразмеров выработки с крепями КМП-А3 и КШПУ.

На заключительном этапе обоснования методики исследований необходимо выбрать наиболее объективно отражающие варианты сочетаний геомеханических параметров системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки».

Глубина расположения выработки при пошаговом алгоритме расчета НДС (в запредельном состоянии) изменяется непрерывно и не участвует в формировании вариантов расчета.

Деформационные характеристики допредельного состояния породных слоев кровли и почвы (модуль деформации $E_i^{К,П}$ и коэффициент Пуассона $\mu_i^{К,П}$) не влияют на вид функции связи перемещений контура выработки и площади ее поперечного сечения в свету. Поэтому, влияние $E_i^{К,П}$ выражено в виде функции-сомножителя в общей зависимости перемещений, а варианты различных $S_{св}$ просчитаны только для одного значения $E_i^{К,П}$ (например, $0{,}3 \cdot 10^4$ МПа). Остальные варианты по параметрам $E_i^{К,П}$ ($0{,}3 - 1{,}0 \cdot 10^4$ МПа) определены из ранее установленных закономерностей [6].

Прочностные характеристики $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ и параметры запредельного состояния

близлежащих породных слоев $\frac{(\sigma_{сж_i}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_i}^{К,П}}$ и $\frac{M_i^{К,П}}{E_i^{К,П}}$ требуют более детального анализа в плане влияния на вид функции $U_i^{x,y}$ ($S_{св}$). Поэтому для более объективного анализа были рассмотрены две группы вариантов сочетаний вышеуказанных параметров.

Первая группа вариантов касается сочетаний $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев углевмещающей толщи. Здесь для адекватного отражения закономерностей влияния достаточно восьми «разнополюсных» вариантов №№1, 3, 7, 8, 10, 14, 16 и 18 [7] в пределах $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 5 - 20$ МПа.

Вторая группа вариантов касается параметров запредельного состояния, которые, как показали исследования [7], оказывают заметно меньшее влияние на развитие перемещений контура выработки. Здесь предусмотрено четыре варианта крайних сочетаний параметров $\frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}}$ и $\frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}}$, так как аналогичные параметры второго породного слоя кровли не оказывают существенного влияния на перемещения выработки. В данных вариантах соединены крайние значения $\frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}}$ и $\frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}}$ на том основании [8, 9], что более хрупкая порода (повышенный модуль спада) отличается пониженной остаточной прочностью, а более пластичная (пониженный модуль спада) – повышенной величиной остаточной прочности. Тогда четыре варианта сочетаний параметров запредельного состояния первых слоев кровли и почвы имеют вид:

$$№1 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}} = 0{,}1\,, \qquad \frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}} = 3\,;$$

$$№2 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}} = 0{,}2\,, \qquad \frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}} = 0{,}5\,;$$

$$№3 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К})^0}{\sigma_{сж_1}^{К}} = 0{,}1\,,\ \frac{(\sigma_{сж_1}^{П})^0}{\sigma_{сж_1}^{П}} = 0{,}2\,,\ \frac{M_1^{К}}{E_1^{К}} = 3\,,\ \frac{M_1^{П}}{E_1^{П}} = 0{,}5\,;$$

$$№4 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К})^0}{\sigma_{сж_1}^{К}} = 0{,}2\,,\ \frac{(\sigma_{сж_1}^{П})^0}{\sigma_{сж_1}^{П}} = 0{,}1\,,\ \frac{M_1^{К}}{E_1^{К}} = 0{,}5\,,\ \frac{M_1^{П}}{E_1^{П}} = 3\,.$$

Параметры запредельного состояния остальных породных слоев и угольного пласта остаются постоянными [7].

Таким образом, к расчету НДС было сформировано 160 вариантов (с учетом того, что типоразмер выработки с крепью КМП-А3-13,8 уже просчитан), на базе которых установлены закономерности влияния типоразмера выработки на развитие перемещений ее контура.

В качестве примера исследование функций $U^{x,y}(S_{св})$ выполнено, начиная с кровли выработки. На рис. 1 приведены зависимости роста опускания замка свода U_9^y с увеличением глубины разработки для трех типовых сечений с крепью КМП-А3 и трех типовых сечений с крепью КШПУ. Анализ этих зависимостей выявил ряд закономерностей влияния $S_{св}$ на перемещения замка свода:

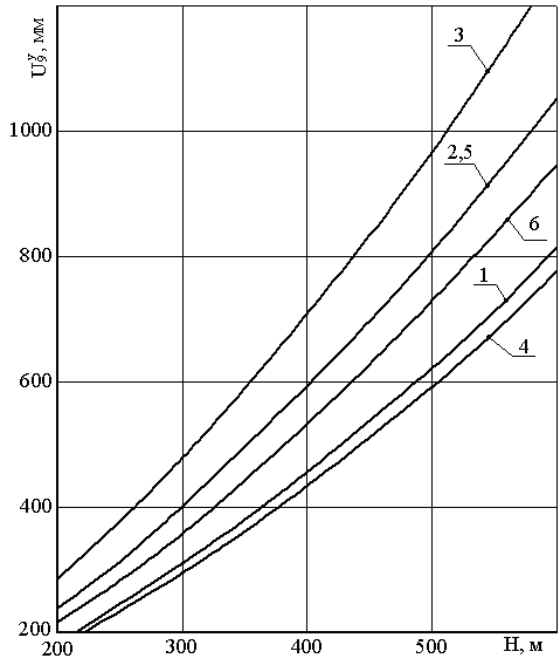


Рис. 1. Закономерности развития опускания U_9^y замка свода с ростом глубины H разработки для типоразмеров выработки: 1 – КМП-А3-9,2; 2 – КМП-А3-13,8; 3 – КМП-А3-18,3; 4 – КШПУ-9,5; 5 – КШПУ-14,4; 6 – КШПУ-17,7

– четко прослеживается нелинейность функций $U_9^y(S_{св})$ в отличие от линейной зависимости по нормативной методике [4].

Выявленная нелинейность $U_9^y(S_{св})$ вытекает из самой физической сущности исследуемой геомеханической задачи, где перемещения прямо пропорциональны линейным размерам выработки, а от ее площади $S_{св}$ имеют степенную зависимость. Так, для крепи КМП-А3 увеличение $S_{св}$ на 4,6 м^2 (от 9,2 до 13,8 м^2) способствует росту перемещений U_9^y на 28,9%, а почти такое же увеличение $S_{св}$ на 4,5 м^2 (от 13,8 до 18,3 м^2) снижает интенсивность роста перемещений до 20,2%. Еще большая нели-

нейность $U_9^y(S_{св})$ наблюдается для крепи КШПУ;

– перемещения U_9^y при, примерно, одинаковой величине $S_{св}$ всегда меньше для типового сечения с крепью КШПУ и эта разница с ростом $S_{св}$ увеличивается: 6,7% – для $S_{св}$ = (9,2 м^2 и 9,5 м^2); 13,4% – для $S_{св}$ = (13,8 м^2 и 14,4 м^2); 18,7% – для $S_{св}$ = (18,3 м^2 и 17,7 м^2). Это объясняется тем, что форма крепи КШПУ такова, что более эффективно противодействует вертикальным нагрузкам [10], в том числе и за счет уменьшенного радиуса свода. С увеличением $S_{св}$ радиус свода в крепях КШПУ растет менее интенсивно, поэтому темпы роста перемещений U_9^y также замедлены в сравнении с выработками, где предусмотрены крепи серии КМП-А3;

– наблюдается стабильность отношения перемещений U_9^y для разных типоразмеров сечений выработки вне зависимости от глубины ее расположения, что указывает на независимость функции $U_9^y(S_{св})$ от H и ее можно использовать в качестве сомножителя к ранее установленным закономерностям связи развития перемещений U_9^y с геомеханическими параметрами системы по аналогии с поправочным коэффициентом сечения выработки в нормативной методике [4].

Отмеченные особенности функции $U_9^y(S_{св}, H)$ стабильно проявляются и при варьировании прочностных характеристик $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев (рис. 2), что подтверждает вывод о возможности корректировки перемещений U_9^y функцией $U_9^y(S_{св})$, постоянной при различных вариантах сочетаний параметров H и $\sigma_{сж_i}^{К,П}$.

Изменение характеристик запре-

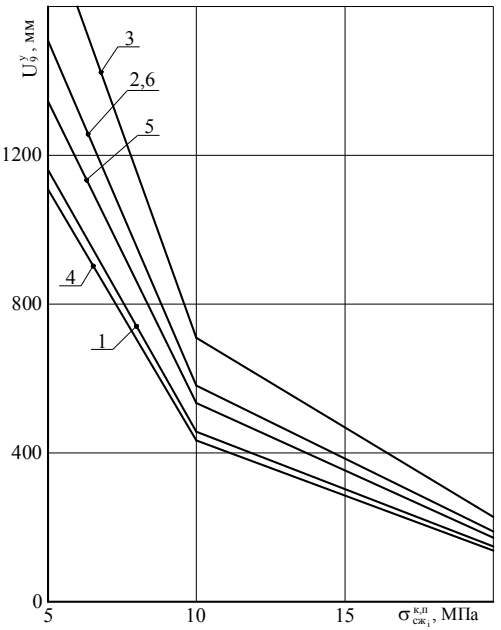


Рис. 2. Закономерности связи опускания U_9^y замка свода с расчетным сопротивлением сжатию $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев для типоразмеров выработки: 1 – КМП-А3-9,2; 2 – КМП-А3-13,8; 3 – КМП-А3-18,3; 4 – КШПУ-9,5; 5 – КШПУ-14,4; 6 – КШПУ-17,7

дельного состояния $\frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}}$ и $\frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}}$ также подтверждает независимость функции $U_9^y(S_{св})$ от различных сочетаний указанных параметров.

Таким образом, очевиден вывод о том, что установленные закономерности влияния типоразмера выработки (отдельно для крепей КМП-А3 и КШПУ) можно использовать как сомножитель для установления общей закономерности развития опускания замка свода U_9^y.

Исследованиями вертикальных перемещений участка свода в зоне прохода людей $U_{4,5}^y$ при разных типоразмерах выработки доказана стабильность отношения $\frac{U_{4,5}^y}{U_9^y} = 0{,}62...0{,}71$ вне зависимости от вариантов сочетаний геомеханических параметров системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки». Это позволяет для определения $U_{4,5}^y$ использовать закономерности $U_9^y(S_{св})$ с учетом понижающего коэффициента, равного 0,62…0,71.

Установленные закономерности исследованы методами корреляционно-дисперсионного анализа и получено уравнение регрессии для прогноза перемещений замка свода выработки

$$U_9^y = 0{,}055\Phi_{3,4}\frac{exp\left(-0{,}023\sigma_{сж_2}^К\right)\left(\frac{M_1^К}{E_1^К}\right)^{0,26}}{exp\left[\left(0{,}8E_1^К + 0{,}2E_2^К\right)\cdot 10^{-4}\right]}\cdot\frac{\sigma_{сж_1}^К}{\left(\sigma_{сж_1}^К\right)^0}\times$$

$$\times\left[\left(1{,}5 - 0{,}06\sigma_{сж_1}^К\right)H + \frac{5{,}8\cdot 10^{-2}H^2}{\left(0{,}85\sigma_{сж_1}^К + 0{,}15\sigma_{сж_2}^К\right)^{1,5}}\right]ln\left[\frac{\sigma_{сж_2}^К}{\left(\sigma_{сж_2}^К\right)^0} + 8{,}7\right],$$

где $\Phi_3 = 0{,}206S_{св}^{0,62}$ – для типовых сечений выработок с крепью КМП-А3;

$\Phi_4 = 0{,}266S_{св}^{0,47}$ – для типовых сечений выработок с крепью КШПУ.

Таким образом, влияние площади поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$ имеет индивидуальные степенные закономерности воздействия на перемещения замка свода для обоих типоразмеров – с крепью КМП-А3 и крепью КШПУ. Этот результат отличается от принципов усреднения перемещений контура выработки в

нормативных методиках на все горно-геологические условия поддержания выработок. Наряду с этим равные геомеханические факторы поддержания выработок стабилизируют величину ее относительной потери сечения независимо от типоразмера и вида применяемой крепи – КМП-А3 или КШПУ.

Список литературы

1. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т.1. – Киев: Будівельник, 1971. – 416 с.

2. Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной шатровой крепью для условий шахт Западного Донбасса. – Д.: Фонды института «Днепрогипрошахт» (архивный №188406), 1988. – 274 с.

3. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. – М.: Стройиздат, 1983. – 273 с.

4. Руководство по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. – Спб.: ВНИМИ, 1992. – 51 с.

5. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. – Киев: УкрНИМИ, 1998. – 149 с.

6. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 1. Допредельная стадия деформирования системы «порода-крепь» /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2006. – 172 с.

7. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 2. Предельное и запредельное состояние системы «порода-крепь» /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2007. – 198 с.

8. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.

9. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. – М.: Недра, 1985. – 271 с.

10. Шмиголь А.В. Обоснование способа и средств крепления выемочных штреков в условиях шахт Западного Донбасса: Автореф. дис. … канд. техн. наук. – Д.: ДГИ, 1989. – 17 с.

УДК 622.62.622.17

© Б.И. Римарчук

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД КРИВБАССА ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Розглядається проблема відробки покладів залізних руд підземним способом, пов'язаної з глибиною розробки, застарілою законодавчою та нормативною базою та розробкою магнетитових кварцитів підземним способом.

Рассматриваются проблемы отработки месторождений железных руд Кривбасса подземным способом, связанные с глубиной разработки, устаревшей законодательной и нормативной базой и разработкой магнетитовых кварцитов.

In this article problems of working out of deposits of iron ores of Krivbass by underground method, connected with depth development, aged law and specification bases and working out of magnetite quartzites are examined.

Разработка месторождений железных руд Кривбасса осуществляется на значительных глубинах, порядка 1200-1300 м, ОАО «Сухая Балка» – 1500 м, поэтому глубина разработки является главным фактором, создающим значительные трудности в разработке месторождений.

С переходом горных работ подземного Кривбасса на глубокие горизонты ухудшились горно-геологические условия отработки залежей (уменьшились площади рудных тел, их мощность и угол падения, повысилась обводненность руды, снизилась устойчивость горных пород) возрос объем проходки горно-капитальных выработок, выросли затраты времени и средств на нарезку блоков, бурение скважин, выпуск и доставку руды, уменьшились запасы руды эксплуатационных блоков. В этих условиях рыночной экономики рудники и шахты Кривбасса ищут способы обеспечения устойчивости работы в новых сложных экономических и горно-геологических условиях.

Устойчивость работы рудника во многом определяется той нормативной и законодательной базой, которая регламентирует плановые показатели. В условиях рыночной экономики, постоянно меняющихся цен на сырье, энергоресурсы и материалы, действующая нормативная база является тормозом в горнорудном производстве и не позволяет рационально и экономически эффективно отрабатывать месторождение железных руд, оперативно реагировать на запросы рынка.

Продиктованное рынком повышение содержания железа в товарной руде с 53-55% до 58-60% требует значительного увеличения числа блоков, находящихся в одновременной работе и в резерве, организаций отдельных рудопотоков в шахте. Требуемое увеличение числа блоков обосновать по действующим инструкциям невозможно, поэтому они должны быть срочно изменены.

Проблемным является вопрос кондиций на руду. Добыча руды в Украине производится на основании существующих кондиций на руду, принятых в 1965 г.

Эти кондиции устанавливали бортовую массовую долю железа в краевой пробе 46%. Для удовлетворения запросов рынка содержание железа в товарной аглоруде должно составлять 59-61% [1]. Для этого руду обогащают по ДСФ рудников, что приводит к сбросу порядка 30% объема добытой руды. Эту руду необходимо складировать на свободных площадях, которых осталось очень мало, и платить за занимаемую землю. Логично было бы эту руду не добывать и не поднимать на поверхность. Это сняло бы проблему образования отвалов и снизило бы себестоимость одной тонны товарной руды. Однако этого делать нельзя, так как рудные залежи оконтурены с учетом бортового содержания железа в краевой пробе 46%, а закон об охране недр требует полноты извлечения запасов руды. Для того, чтобы это стало возможным, необходимо повысить содержание железа в краевой пробе. Для этого необходимо выполнить переоценку балансовых запасов, определить оптимальный уровень массовой доли железа в краевой пробе для каждого рудника. Так, для рудника Ленина бортовую массовую долю железа в краевой пробе целесообразно повысить с 46 до 50% и массовую долю железа в последней дозе выпуска руды повысить с 45,5 до 49,35%. При этом обеспечивается: массовая доля железа в рудном массиве (балансовых запасах) повышается с 57,0 до 58,7%; массовая доля железа в товарной руде увеличивается с 60,24 до 61,78%; отпускная цена товарной руды увеличивается, а следовательно, увеличивается рентабельность к производственным фондам, годовая прибыль шахты и сумма прибыли за все время отработки месторождения.

Увеличение глубины разработки месторождений подземным способом значительно усугубляет проблему откачки и утилизации шахтных вод. Ежегодные объемы откачки шахтных вод в Кривбассе составляют 19-23 млн. м3 [2] с содержанием солей $NaCl$, KCl и др. от 4-68,4 г/л (среднее 35 г/л). До 2015 г. притоки воды не уменьшатся и ориентировочно составят 19,65-23,45 г/дм3. Разработанный в 1970 г. институтами «Кривбасспроект» и «Укргипроводхоз» проект отвода шахтных вод Кривбасса предусматривал ряд мероприятий: перераспределение шахтных вод по ГОКам, вывод хозбытовых стоков из хвостохранилищ и др. НО до сих пор эти мероприятия в полном объеме не выполнены.

Объемы шахтных вод, подаваемые в шламохранилища, не могут быть в полном объеме использованы ГОКами, поэтому неиспользуемые остатки южная группа рудников: им. Фрунзе, ш. «Октябрьская», «Родина», им. Артема «Гигант-Дренажная» перекачивает в пруд накопитель в балке Свистунова. Северная группа рудников от шахт им. Ленина, им. Орджоникидзе «Гвардейская», «Юбилейная», «Первомайская-Дренажная» подает воду в шламохранилище СевГОКа. Накопившиеся объемы воды в балке Свистунова и шламохранилище СевГОКа в межвегетационный период сбрасываются в речки Саксагань и Ингулец. Впоследствии эти речки промываются речной

Днепровской водой, что очень дорого. С глубиной разработки увеличивается соленость и объемы откачиваемых шахтных вод. В ближайшее время, учитывая прогнозные показатели развития горно-обогатительного комплекса, образовался дефицит аккумулирующих емкостей для шахтных вод Кривбасса. Разработанные институтом «Кривбасспроект» предложения по модернизации водоотводящей системы шахтных вод, предусматривающие увеличение проектной емкости балки Свистунова, которая аккумулирует шахтную воду, создание дополнительной емкости в гранитном карьере «Октябрьский», не находят поддержки хозяев горнодобывающих предприятий Кривбасса. Возможна ситуация, когда комбинаты не смогут принимать шахтные воды подземных рудников Кривбасса, а существующая система не обеспечит в полном объеме водоотведение, что приведет к остановке рудников.

Проблема шахтных вод может быть частично снята при переходе рудников на подземную добычу магнетитовых кварцитов, которая должна быть начата уже через 10 лет, не считая шахты им. Орджоникидзе. В ближайшие 25-30 лет практически весь подземный Кривбасс будет переведен на добычу магнетитовых кварцитов, которые являются единственной надежной сырьевой базой для Кривбасса, утвержденной в ГКЗ. Добыча магнетитовых кварцитов будет вестись на более высоких горизонтах: 500-700 м, а это сопряжено со значительно меньшими водопритоками и меньшей соленостью шахтных вод.

Проблема отработки магнетитовых кварцитов состоит, прежде всего, в неподготовленности горизонтов. Учитывая сроки проектирования и строительства горизонтов, а это примерно 10 лет, необходимо уже сейчас начинать проектирование горизонтов. Однако до сегодняшнего дня не начато проектирование ни одного горизонта. Несмотря на экономический кризис, отработка залежей богатых руд продолжается и на некоторых рудниках, например ш. «Гвардейская», через 18 лет запасы богатых руд иссякнут, шахта может быть остановлена, если вовремя не будут вовлечены в отработку магнетитовые кварциты. Такая же картина и по другим рудникам, только сроки отработки залежей более поздние.

В настоящее время, время кризиса, объем добычи руды подземным способом упал почти в два раза по сравнению с аналогичным периодом 2008 г. Объем производства горно-подготовительных работ упал также в 2 раза и если нарастить добычу, при наличии достаточного числа нарезанных и разбуренных блоков, можно довольно быстро, то резко ускорить подготовку новых горизонтов будет значительно труднее, а это приведет к разрыву между добычей и подготовкой блоков. Может образоваться большой промежуток времени, когда подготовленную руду выдадут на гора, а новые блоки не будут подготовлены. В этом случае хозяин рудника будет вынужден или замораживать крупные капиталы в производство горно-капитальных работ не компенсируя выручкой от продажи руды или закрывать рудник, что, скорее всего, и будет сделано. Этим будет нанесен большой экономический ущерб государству, так как месторождение будет практически потеряно вследствие возникновения все больших трудностей в возобновлении добычи, которые будут нарастать по истечении времени.

Общая проблема для всех рудников с подземной добычей руды – это морально и физически устаревшая горная техника. Износ техники составляет, в среднем, 75%,

а некоторые образцы буровой и проходческой техники давно самортизированы. Эксплуатация такой техники очень затратная. Выделяемые на обновление парка горной техники средства мизерные. На руднике «Сухая Балка» в 2003-2004 гг. потребовалось вмешательство гостехнадзора Украины, чтобы выделяемые средства хотя бы номинально компенсировали выбывшую из производства технику (лебедки, буровые станки, перфораторы, вагоны), списанную вследствие полной изношенности. Экономическую независимость рудникам, когда выделяемый бюджет руднику самостоятельно расходовать не дают, а навязывают затраты по своему усмотрению. Так на руднике «Сухая Балка» был построен подземный комплекс по производству взрывчатки игданит ИВД-5. Взрывчатка хорошо себя зарекомендовала. Наряду с хорошими показателями взрыва стоимость ее была в 2,5 раза меньше, чем применяемая в настоящее время тротилосодержащий граммонит 79/21. Казалось бы, есть возможность получить значительную экономию на 1 т расходуемого ВВ (более 1000 грн). Однако хозяева рудника предпочли применять дорогую взрывчатку. Создается парадоксальное впечатление, что хозяева рудников не заинтересованы в снижении себестоимости добычи руды, а наоборот, в ее увеличении.

В проектировании рудников также большие проблемы. Нормы технологического проектирования рудников с подземной добычей руды, изданные в 1986 г., давно устарели и должны быть переработаны. Однако до сих пор на эту большую работу не выделяют денег. Необходимо выработать правильный методический подход в выборе технических решений и технологий при разработке ТЭО кондиций и ТЭО инвестиций по новым месторождениям. Зачастую, при разработке ТЭО, хозяева месторождений, посетив предварительно шведский рудник Кируну, в технических заданиях на разработку ТЭО указывают самую современную и самую передовую технику, стоимость единицы которой достигает 1-1,5 млн. евро, забывая о том, что Кируна добывает в прекрасных горно-геологических условиях руду с содержанием железа 68-69%. Наши месторождения магнетитовых кварцитов не очень богатые, содержание железа магнетитового, в среднем, 25-28%, поэтому выдержать такую ценовую нагрузку на себестоимость в виде амортизационных отчислений и затрат на ее эксплуатацию на 1 т руды не может ни один рудник. Необходимо в этом случае учитывая, что придется разрабатывать магнетитовые кварциты подземным способом, пересмотреть нормы технологического проектирования и предложить технологии, обеспечивающие рентабельную работу проектируемого рудника.

Проблемы, связанные с шахтной водой, устаревшей нормативной и законодательной базой, нормами технологического проектирования могут быть решены только если все хозяева горнорудных предприятий объединят свои усилия и создадут инновационный фонд при Укррудпроме или Минпромполитики для решения этих проблем. Решать эти проблемы нужно уже сегодня. Задержка с решением этих проблем только усложняет их решение.

Список литературы

1. Римарчук Б.И., Плеханов В.К. Проблемы отработки месторождений железных руд при существующей нормативной базе // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №7. – С. 54-57.

2. Евдокимов А.Д., Власенко Ю.Я. Шахтные воды Кривбасса – проблемы отведения, аккумуляции и сброса // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №7. – С. 65-69.

УДК 622.232.05

© В.В. Косарев, Н.И. Стадник,
И.В. Косарев, И.Г. Вассерман,
А.Л. Непомнящий

АДАПТАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ОЧИСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ РАБОТЫ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Розглянуто питання розроблення методів аналізу та забезпечення функціональної, параметричної та конструктивної адаптації устаткування очисного комплексу, а також – вибору конструктивних рішень компонентів комплексу для забезпечення високої продуктивності ведення очисних робіт у складних гірничо-геологічних умовах.

Рассмотрены вопросы разработки методов анализа и обеспечения функциональной, параметрической и конструктивной адаптации оборудования очистного комплекса, а также – выбора конструктивных решений компонентов комплекса для обеспечения высокой производительности ведения очистных работ в сложных горно-геологических условиях.

The questions of development of the analysis methods and provision of functional, parametrical and constructive adaptation of the mining system equipment are considered, and also a choice of constructive decisions of the mining system components to provide the high-efficiency coal-face work under difficult mine and geological conditions.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

В условиях установившейся в последние годы тенденции по сокращению количества лав, численности подземного рабочего персонала и концентрации горных работ Концепцией реформирования угольной отрасли [1] была поставлена задача по увеличению объемов добычи угля. Основная роль в решении этого вопроса принадлежит внедрению высокопроизводительных угледобывающих комплексов с максимальной механизацией и безопасным ведением работ всех технологических процессов по добыче угля.

Характерной особенностью современных угледобывающих комплексов является высокая степень взаимоувязанности геометрических, кинематических, силовых и функциональных параметров машин и оборудования. В связи с этим необходимость проведения функциональной, параметрической и конструктивной адаптации машин

комплекса для обеспечения высокой производительности ведения очистных работ в сложных горно-геологических условиях шахт Украины приобретает первостепенное значение.

Одними из основных факторов интенсификации производства является механизация всех технологических процессов, в том числе, вспомогательных, исключение больших объемов ручного труда, обеспечение безопасности ведения работ как в линейной части лавы, так и, в особенности, на концевых участках лав и в зоне сопряжения лавы со штреком [2]. Другим важным фактором является реализация системного подхода при организации и планировании инфраструктуры шахты и выемочного участка, предполагающего не только применение современного высокоэффективного и согласованного очистного, проходческого и транспортного оборудования, но и детальное планирование всей системы в целом – от операций в лаве до транспортировки на поверхности [3].

Особую значимость для угольной промышленности Украины имеет эффективная комплексно-механизированная выемка тонких пластов с учетом того, что средняя геологическая мощность пластов, отрабатываемых в 2007 г., составила 1,15 м. В пластах средней мощности (свыше 1,5 м), как показывает отечественная и зарубежная практика, такие параметры машин, как мощность приводов комбайна, габариты рештака конвейера и мощность его приводов, усилие сопротивления крепи, определяются исходя, соответственно, из крепости угля, необходимой производительности выемки, характеристики поддерживаемой кровли пласта – т.е. практически независимо друг от друга. При этом мощность приводов резания комбайна составляет 400…1000 кВт, мощность приводов скребкового конвейера – 400…1200 кВт, усилие сопротивления секции крепи – 3000…11000 кН [4-6]. Это позволяет обеспечить высокий уровень нагрузок на забой, необходимый уровень надежности и безопасности работы оборудования комплекса. В то же время, показатели лучших очистных комплексов, предназначенных для отработки тонких пластов мощностью 1,0…1,2 м, существенно ниже: мощность приводов резания комбайна – 110…360 кВт, мощность приводов скребкового конвейера – 220…480 кВт, усилие сопротивления секции крепи – 2000…5500 кН [7]. В пластах с геологической мощностью менее 1,2 м (доля лав, работающих в Украине на таких пластах в 2007 г. составила 67%) выражение «узкое место» конструкции не только приобретает совершенно буквальный смысл, но и становится довлеющим при разработке технических решений всех машин очистного комплекса.

Постановка задачи

Задачей данной работы является разработка методов анализа и обеспечения функциональной, параметрической и конструктивной адаптации оборудования очистного комплекса, а также – конструктивных решений его компонентов для обеспечения высокой производительности ведения очистных работ в сложных горно-геологических условиях шахт Украины, преимущественно в тонких угольных пластах.

Изложение материала и результаты

Вышеуказанная специфика условий шахтопластов Украины определяет необходимость применения системно-аналитических методов при решении вопросов взаимной адаптации машин комплекса (рис. 1), как на базовом функционально-структурном уровне, так и на уровне конструктивно-параметрическом. Эффективное решение вопросов базового уровня является определяющим фактором интенсификации добычи и предполагает обеспечение выполнения очистным комплексом следующих основных функций:

– выемка угля;
– доставка угля к штрековому транспортеру;
– управление кровлей пласта и защита рабочего пространства лавы;
– перемещение комплекса;
– обеспечение работы персонала.

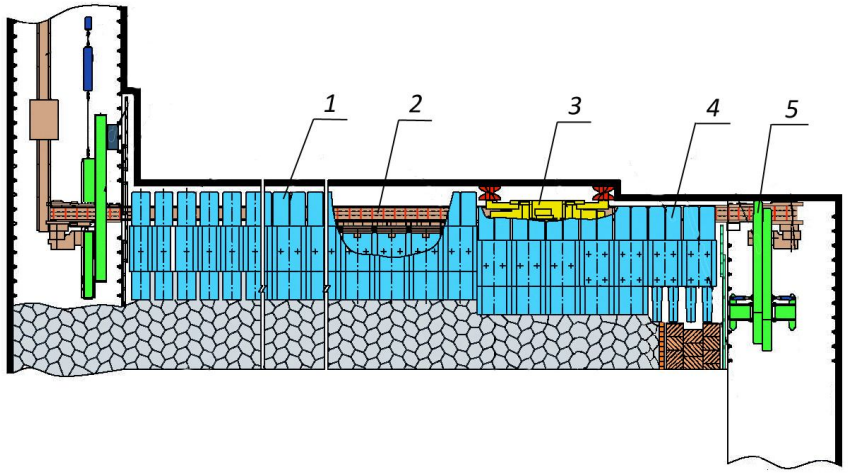


Рис. 1. Очистной механизированный комплекс: 1 – лавная крепь, 2 – комбайн; 3 – конвейер; 4 – крепь концевая; 5 – крепь сопряжения

Разработана функционально-структурная схема комплекса (рис. 2), содержащая дифференцированное представление выполняемых комплексом функций с указанием задействованного в каждой из них вида оборудования. Это позволяет детально проанализировать характер и уровень взаимодействия основных видов комплектующих его машин, необходимые для выполнения указанных функций, определить «сферу влияния» компонентов комплекса и совокупность их функциональных характеристик, подлежащих согласованию и увязке для обеспечения эффективности работы комплекса в целом.

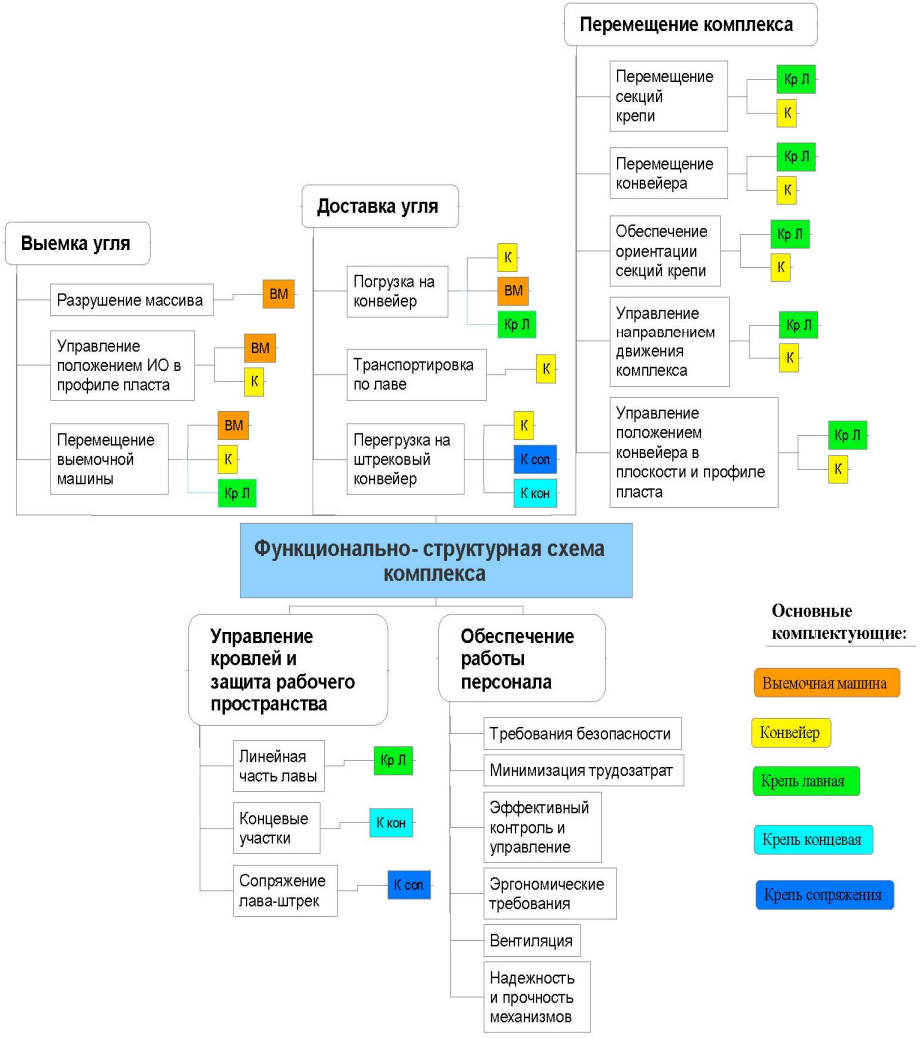


Рис. 2. Функционально-структурная схема комплекса

Отметим высокий уровень активной интегрированности механизированной крепи в выполнении различных функций комплекса, в том числе – при реализации требований безопасности и управлении работой комплекса. Крепь является управляющей базовой структурой системы агрегатирования, обеспечивающей ориентацию, перемещение и коррекцию положения комплекса в целом и его отдельных компонентов в пространстве лавы. Основные функции системы агрегатирования

указаны в разделе «Перемещение комплекса» на рис. 2.

Эффективность и надежность работы системы агрегатирования обеспечивается соответствием ее параметров и технических решений кинематическим и силовым зависимостям, определяющим характер движения конвейера и механизированной крепи в плоскости и профиле пласта. Так, в частности, величина минимально необходимой поперечной развязки крепь-конвейер при волновой выдвижке конвейера (рис. 3) определяется посредством следующих зависимостей, исходными данными для которых являются конструктивные параметры конвейера:

$$\Delta X_{max} = L \cdot \left[\sum_{i=1}^{n_1} cos(\alpha_1 \cdot i) - n_1 \right] + \frac{L}{2} \cdot \left[cos\left((n_1 + 1) \cdot \alpha_1 \right) - 1 \right] + \\ + (B + b_n) \cdot sin\left[(n_1 + 1) \alpha_1 \right] \quad (1)$$

$$\Delta X_k = L \cdot \left[\sum_{i=1}^{n_1} cos(\alpha_1 \cdot i) + \sum_{j=1}^{n_2} cos(\alpha_2 \cdot j) - n_1 - n_2 \right] + B \cdot sin\left[(n_1 + 1) \alpha_1 \right]$$

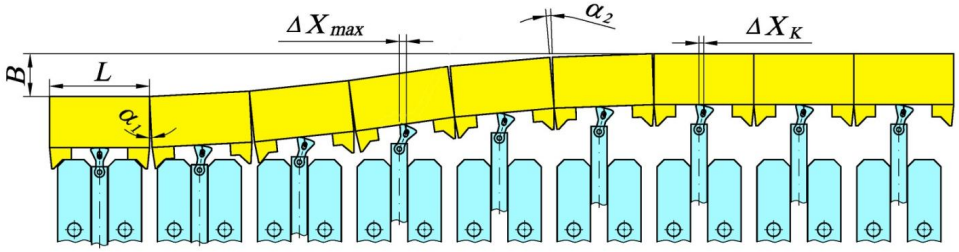


Рис. 3. Схема волновой передвижки конвейера

В то же время техническое решение механизмов сопряжения и перемещения крепи с конвейером должно обеспечивать решение следующих задач: наличие вертикальной развязки крепь-конвейер для работы в условиях переменной гипсометрии; создание вертикальной составляющей усилия перемещения конвейера для погрузки угля на конвейер в процессе его передвижки; обеспечение требуемой ориентации секции крепи в плоскости пласта; минимальные габариты узла стыковки для отработки тонких пластов. Проведенные исследования и анализ опыта эксплуатации очистных комплексов позволили разработать соответствующие технические решения (обладающие мировой новизной и получившие патентную защиту), которые были успешно испытаны в 2000 г. при работе комплекса МКДД на шахте «Краснолиманская» и применяются в большинстве выпускаемых в Украине очистных комплексов нового поколения.

Одними из основных проблем при создании комплексов для отработки тонких пластов являются обеспечение минимизации габаритов оборудования и оптималь-

ной компоновки машин комплекса, максимальной их взаимной адаптации на уровне целого ряда зависимых параметров, формализуемой посредством ряда взаимосвязанных ограничений габаритных размеров и параметров оборудования комплекса (рис. 4). Ниже представлен ряд зависимостей-ограничений (2), в частности, для следующих параметров: толщина корпуса комбайна в зоне конвейера – H_{korp}, высота перекрытия секции щитовой крепи в зоне прохода персонала – H_{per_2}, длина забойной части перекрытия секции щитовой крепи – L_k, ширина става скребкового конвейера – B_k:

$$m\left[1-\left(S_p+B_k\right)K_k\right]-0{,}5H_k-H_{per_1}-Z_p-Z_2\geq H_{korp}$$

$$m\left[1-\left(S_p+B_k+L_4+0{,}75L_{pr}\right)K_k\right]-H_{pr}-H_{osn}-H_{sht}-\Delta H_z\geq H_{per_2} \quad (2)$$

$$\frac{m\cdot B\cdot V_p}{\left(V_p\pm V_c\right)\cdot\varphi\cdot\left(0{,}5Z_p+0{,}25H_k\right)}\leq B_k\,.$$

Результаты проведенных исследований, оптимизация и выбор технико-структурных компоновочных решений, обеспечивающих взаимное согласование параметров оборудования, позволили разработать эффективные конструктивные решения комплексов нового поколения для отработки тонких пластов. В качестве иллюстрации вышесказанного приводится сопоставление исполнения этого комплекса с лучшими отечественными и зарубежными аналогами. На рис. 5 представлены три варианта механизированных комплексов, предназначенных для отработки тонких пластов: а) – комплекс отечественного производства 1МКД90 (в исполнении до 2000 г.) с крепью 1КД90, комбайном 1К101У, конвейером СП251; б) – комплекс зарубежного производства (работавший в 2006 г. на шахте «Красноармейская-Западная») с крепью MVPO 3200X, комбайном MB220E, конвейером SZK; в) – комплекс отечественного производства МДМ (один из комплексов нового поколения) с крепью ДМ, комбайном типа УКД и конвейером типа СП.

Сопоставление комплекса МДМ с комплексами 1МКД90 и MVPO позволяет указать следующие основные преимущества первого:

– снижение минимального предела отрабатываемой мощности пласта с 1,0 до 0,85 м (с соответствующим сокращением объема присечек породы) и увеличение пропускного сечения под комбайном за счет изменения компоновки комплекса и размещения корпуса комбайна и блоков резания за конвейером, обеспечивающие также возможность увеличения в 1,5 раза мощности на резание угля в сравнении с комбайном MB220E;

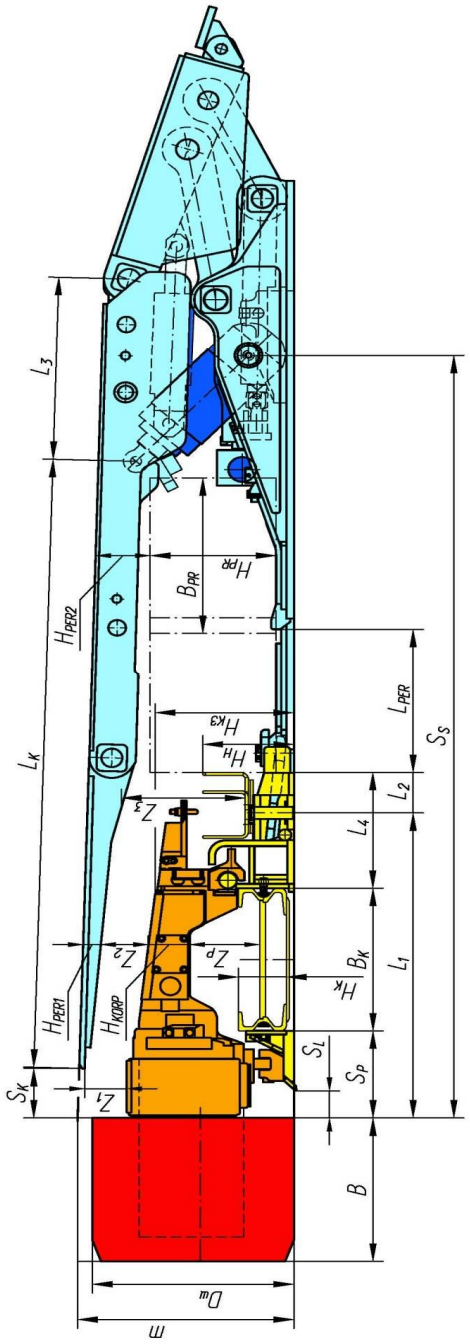


Рис. 4. Схема параметрической, функциональной и конструктивной адаптации машин очистного комплекса

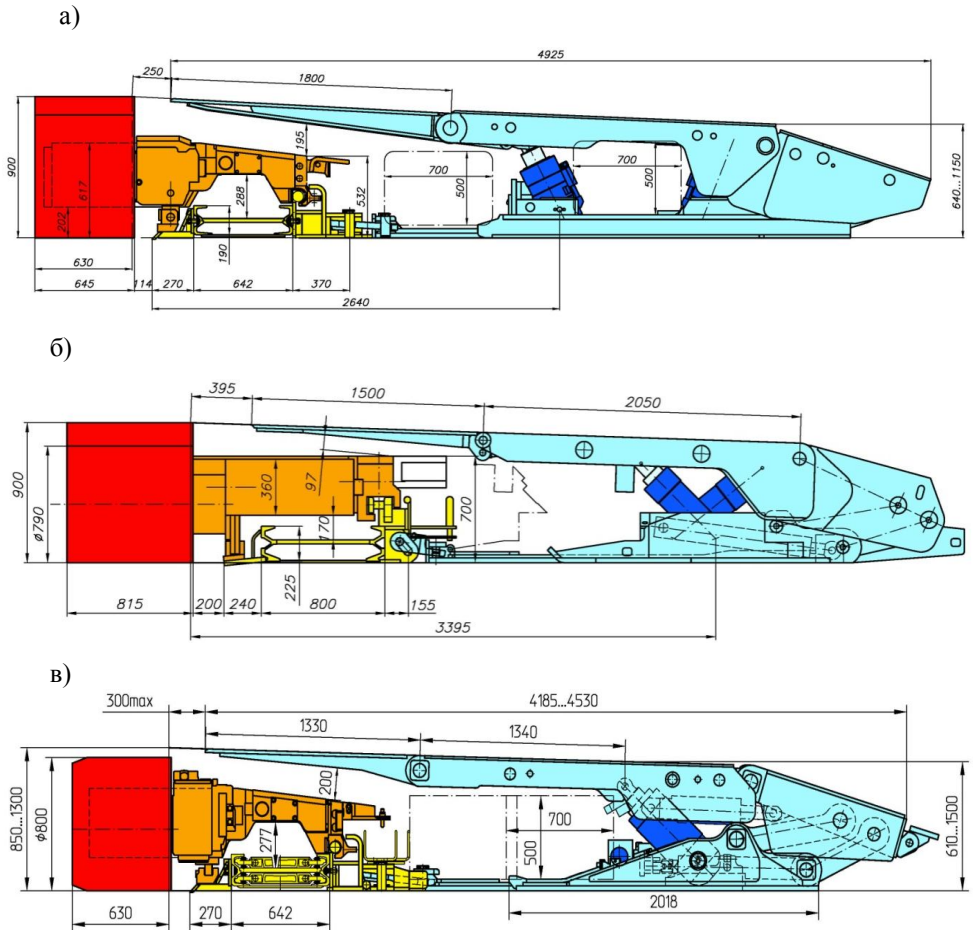


Рис. 5. Сопоставление различных структурно-технических решений комплексов: а – 1МКД90; б – MVPO; в – МДМ

– расширение рабочего диапазона и увеличение максимального предела отрабатываемой мощности пласта до 1,5 м (с соответствующим сокращением необходимой шахте номенклатуры оборудования и улучшением управления кровлей на пластах со значительными колебаниями мощности пласта);

– улучшение условий работы персонала, условий вентиляции и безопасности за счет наличия двойного прохода между конвейером и гидростойками крепи (в комплексе 1МКД90 второй проход размещен между рядами стоек, а в комплексе MVPO после передвижки секции крепи ширина прохода не соответствует нормативам по безопасности).

Эффективность реализации совокупности функций комплексов (рис. 1) в широком диапазоне условий их применения обеспечивается во многом благодаря разработке и освоению в производстве значительной номенклатуры горно-шахтного оборудования и индивидуализированному для условий конкретной лавы выбору технологии отработки и комплектующих машин.

Работы по развитию механизированной крепи, являющихся базовой машиной комплекса, выполнялись по двум направлениям – совершенствование четырехстоечных щитовых крепей КД90 и КД90Т, находящихся в серийном производстве, с конструктивными решениями, улучшающими их эксплуатационные качества, в том числе расширение их области применения, как по отрабатываемой мощности пласта, так и по соответствию характеристикам вмещающих пород (рис. 6) и создание принципиально новых двухстоечных однорядных крепей КДД, ДМ, ДТ [8-9] (рис. 7). Широкая номенклатура выпускаемых в настоящее время ОАО «Дружковский машиностроительный завод» типов механизированных крепей и их исполнений полностью отвечает всем условиям отрабатываемых шахтопластов Украины.

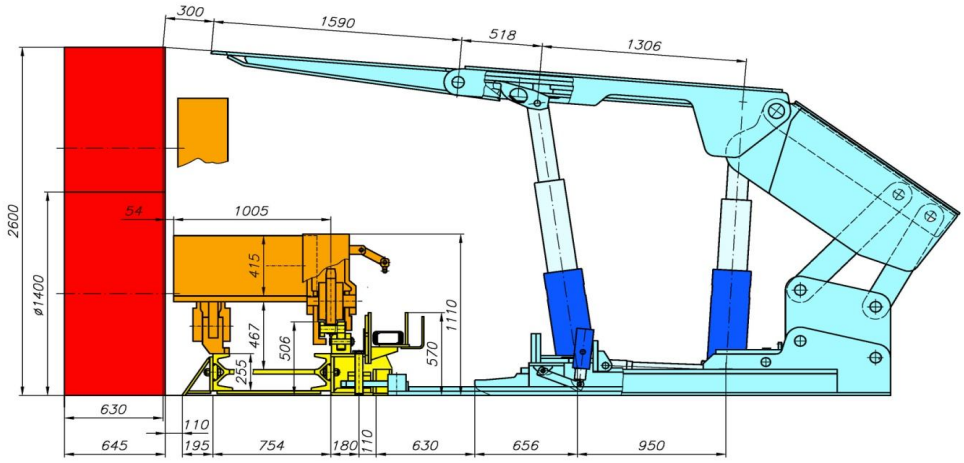


Рис. 6. Комплекс МКД90ТМ с увеличенным рабочим диапазоном по мощности пласта

Созданы новые типы и других забойных машин: скребковые конвейеры, обеспечивающие отработку лав длиной более 300 м; очистные высокопроизводительные комбайны с повышенным в 1,5-2 раза ресурсом; насосные станции и управляющая гидроаппаратура, позволяющие поднять скорость крепления, а соответственно и увеличить нагрузки на лавы.

В современных комплексах применяются скребковые конвейеры легкого и тяжелого класса. К первым относятся конвейеры на базе спецпрофилей с высотой рештачного става 190, 192, 205, 228 мм, ко вторым – на базе спецпрофиля 245, 255 мм. Выпускаемые конвейеры имеют энерговооруженность приводных блоков

110, 140, 160, 200, 250 кВт.

В зависимости от расположения тяговых цепей (центральное или разнесенное) конвейеры подразделяются на два типа СПЦ и СП, а от системы управления – односкоростные и двухскоростные. Кроме этого, навесное оборудование конвейера, имеет большое количество исполнений, предусматривающих применение разных типов очистных комбайнов.

Комбайны, в свою очередь, представлены тремя типами: с вынесенной системой подачи; с электрической бесцепной системой и гидравлической – как цепной, так и бесцепной. Каждый типа комбайна, как правило, имеет типоразмерный ряд по вынимаемой мощности пласта и конструктивные отличия опорно-движительного механизма в зависимости от исполнения конвейера.

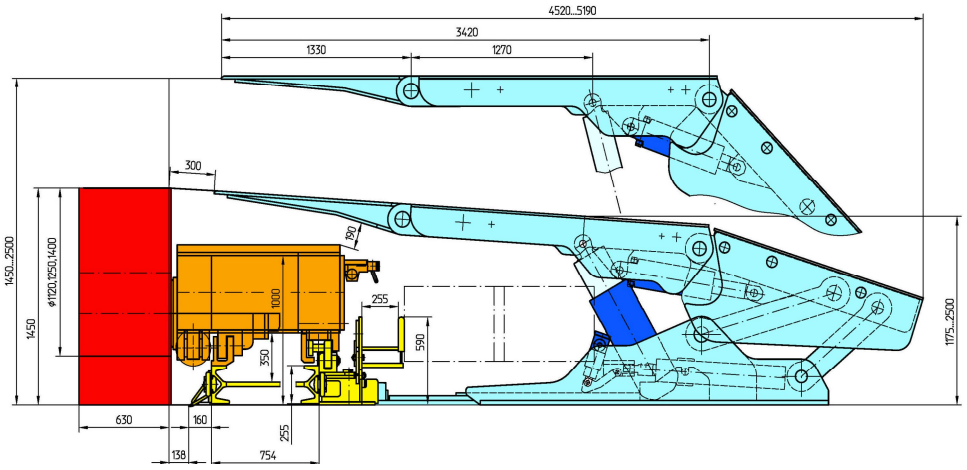


Рис. 7. Комплекс МДТ с комбайном КДК500 и конвейером КСД27

Для комплектации комплексов под разные технологические схемы созданы и широко применяются специальные двухстоечные и четырехстоечные концевые секции с завальными и удлиненными забойными консолями, которые обеспечивают выполнение работ по возведению охранных околоштрековых полос, поддержанию кровли в зоне приводных станций скребкового конвейера и их механизированной передвижке (рис. 8).

Освоено производство узких (0,75 м) концевых секций, исключающих большое обнажение нарушенной кровли в зоне сопряжения лавы со штреком (рис. 9).

С целью сокращения потерь времени на концевых операциях и улучшения состояние участковых выработок очистные комплексы комплектуются разными типами крепей сопряжения КС, УКС, МКС и исполнениями на их базе (рис. 10).

Применение концевых секций, крепей сопряжения, специального исполнения скребковых конвейеров и очистных комбайнов (рис. 11), обеспечивающих их мак-

симальный выезд в зону прилегающих к лаве выработок, позволяет сократить потери времени на концевых операциях, снизить объемы ручного труда, существенно повысить безопасность ведения работ и поднять производительность очистных комплексов за счет увеличения коэффициента машинного времени.

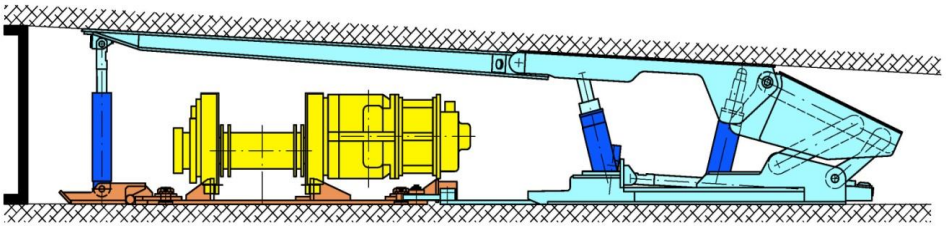


Рис. 8. Исполнение концевых секций с шагом установки 1,5 м

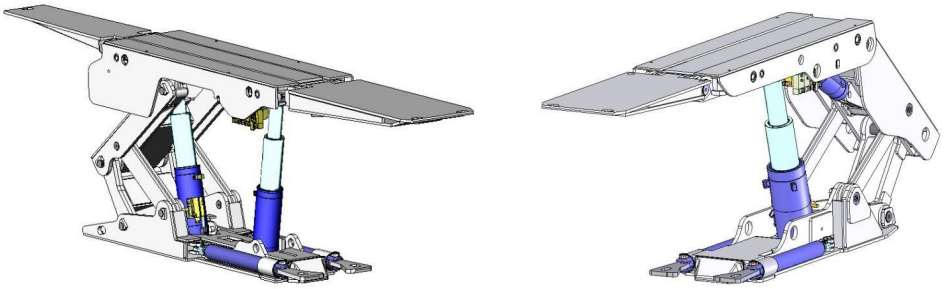


Рис. 9. Исполнения концевых секций с шагом установки 0,75 м

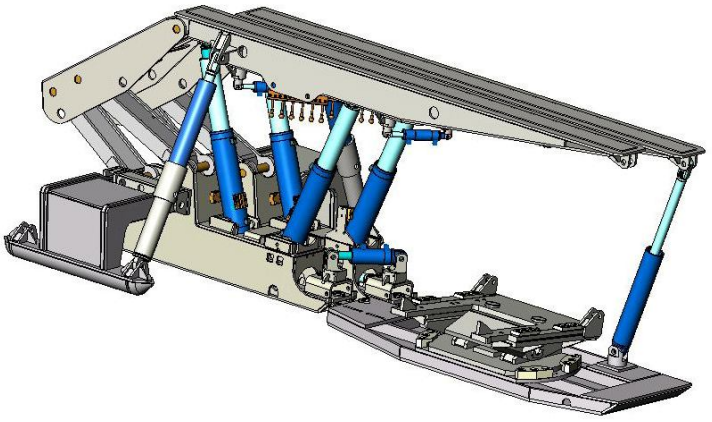


Рис. 10. Крепь сопряжения КС

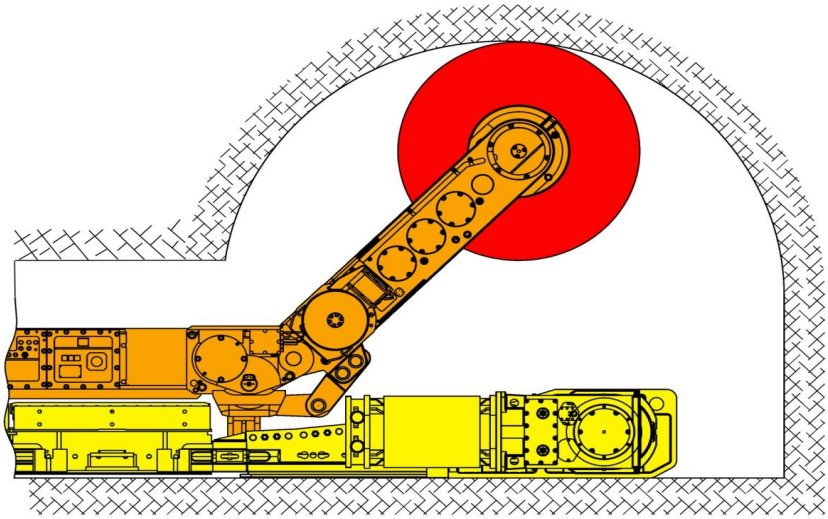


Рис. 11. Исполнение оборудования комплекса с возможностью обработки забоя штрека

Выводы и направления дальнейших исследований:

– предложен функционально-структурный метод выбора оборудования комплекса, согласования и оптимизации его параметров на базе системного анализа характера взаимодействия основных видов комплектующих его машин и их влияния на обеспечение эффективности работы комплекса;

– по результатам проведенных исследований разработаны новые технические решения систем агрегатирования, функционально-структурные и компоновочные решения очистных комплексов;

– разработаны и внедрены комплексы нового поколения для отработки тонких пластов и пластов со сложными горно-геологическими условиями, превосходящие лучшие отечественные и зарубежные аналоги по ряду функциональных показателей и обеспечивающие повышение безопасности ведения работ;

– разработано и находится в эксплуатации свыше 160 индивидуальных исполнений высокопроизводительных комплексов нового поколения на базе новых и модернизированных конструкций различных видов забойной техники (щитовые крепи, комбайны, конвейеры, крепи сопряжения, концевые крепи и др.), обеспечивающих эффективную выемку угольных пластов всего диапазона горно-геологических и горнотехнических условий шахтопластов Украины.

Список литературы

1. Концепция реформирования угольной отрасли. Одобрено Распоряжением Кабинета министров Украины от 14.05.2008 г. №737-р. Ведомости Министерства угольной промышленности Украины. – 2008. – №5. – С. 8-12.

2. Косарев В.В. Новый этап в развитии угольного машиностроения Украины /Уголь Украины. – 2004. – №12. – С. 3-10.

3. Теньес Б. Инновационные высокопроизводительные добычные участки на шахтах компании ДСК – первые итоги и следствия. – «Глюкауф». – 2000. – №4. – С. 11-17.

4. Martin H., Pashedag U. Shearer versus plows. «American Longwall Magazine». – 2006 r.

5. Armburger J., Chadwick R., Paschedag U. Shearers: a new generation. World Coal. – 2007.

6. Стадник Н.И., Мезников А.В., Руденко И.Ю. Электрооборудование для очистных комплексов высокой энерговооруженности /Уголь Украины. – 2006. – №5. – С. 23-27.

7. Косарев В.В., Стадник Н.И, Андреев Г.В., Рябченко А.С. Результаты работ по созданию высокоэффективного очистного комбайна нового технического уровня УКД300 /Уголь Украины. – 2005. – №11. – С. 20-22.

8. Косарев И.В., Косарев В.В., Вассерман И.Г., Андреев Г.В. Разработка методики исследования и выбора параметров механизированных щитовых крепей при создании двухстоечной крепи ДМ для тонких пластов. Горное оборудование и электромеханика. – 2005. – №1. – С. 50-56.

9. Косарев И.В., Андреев Г.В., Непомнящий А.Л., Овчаренко В.А. Крепи щитовые двухстоечные типа ДТ и ДТМ / Уголь Украины. – 2005. – №7. – С. 20-21.

УДК 622.273:658.012.122.001.57

© О.М. Кузьменко, В.Д. Рябічев,
О.А. Козлов, О.В. Хейло

ПЛАНУВАННЯ РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ З ОБМЕЖЕНИМИ ПАРАМЕТРАМИ ШАХТНИХ ПОЛІВ ДЛЯ РЕАЛІЗАЦІЇ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ВИДОБУВАННЯ ВУГІЛЛЯ

Розглянуто напрямок розвитку інтенсифікації гірничих робіт в умовах обмеження параметрів шахтного поля та потужності вугільних пластів.

Рассмотрено направление развития интенсификации горных работ в условиях ограничения параметров шахтного поля и мощности угольных пластов.

The direction of development mountain intensifications of mountain works in conditions of restriction of parameters of a mine field and capacity of coal layers is considered.

Сучасний розвиток підземної розробки вугільних пластів Донбасу ґрунтується на широкому впровадженні концентрації та інтенсифікації гірничих робіт за рахунок впровадження високопродуктивних очисних комплексів і прохідницьких комбайнів нового технічного рівня. Ця техніка має в 2-3 рази більший ресурс за попередню, що застосовувалась при розробці тонких і вельми тонких вугільних пластів. На діючих шахтах України в запасах, що залишилися, домінують саме ці потужності. В подальшому необхідно орієнтуватися саме на таку потужність, де знаходиться до 70% запасів вугілля на великих глибинах.

Рівень концентрації гірничих робіт є важливим чинником, що визначає продуктивність праці та економічну ефективність виробництва. Цей чинник складається з двох елементів: концентрація виробництва і концентрація гірничих робіт. Головним критерієм концентрації виробництва є виробнича потужність шахти. З її збільшенням трудомісткість праці на допоміжних ланках виробництва зменшується. Продуктивність праці збільшується, а собівартість вугілля знижується. Це підтверджено світовим досвідом передових вугледобувних країн, таких як США, Австралія, ПАР, Польща, Росія.

Концентрація гірничих робіт оцінюється головним критерієм, що виражає кількість очисних вибоїв, необхідних для добування 1000 т вугілля в середньому на добу шахтою. Цей показник має гіперболічну залежність і свідчить про те, що зі збільшенням концентрації гірничих робіт зменшується загальна кількість очисних вибоїв на 1000 т по шахті, а продуктивність праці працівників зростає. При зменшенні кількості очисних вибоїв скорочуються всі складові ділення шахтного поля на частини

(панелі, пласти, блоки, горизонти), що призводить до зниження вагомої протяжності підготовчих виробок по шахті в цілому.

В Донецькому басейні розробка пластів на великих глибинах, із застосуванням стовпових систем розробки, призводить до значних витрат на ремонт підготовчих виробок ще до початку їх експлуатації на добувній дільниці.

Останніми роками проблемам охорони і підтримання підготовчих (дільничних) виробок приділяється не менше уваги, ніж очисним. Це пов'язано з тим, що стан цих виробок визначає своєчасний видобуток й транспортування вугілля, доставку матеріалів, надійне провітрювання шахти і безпеку виконання гірничих робіт в шахті. З пониженням рівня ведення гірничих робіт на глибини більше ніж 700 м, стан гірничих виробок погіршується, як за умовами гірського тиску, так і низької якості матеріалів, що застосовуються для спорудження виробок. Знижується надійність виробок для забезпечення виробничих процесів за рахунок зниження їх стійкості. Зросла частота дрібноамплітудних порушень на 1000 м за простяганням вугільного пласта. В середньому 4-5 геологічних порушень переходяться гірничими роботами у виїмковому полі. Як наслідок, збільшується кількість зон з послабленими породними зв'язками і перехідними зонами, що утворюються навколо них. Гірничі роботи переходять із зони порід з послабленими структурними зв'язками до зони порід з підвищеними напруженнями. Протяжність таких зон визначається амплітудою зміщувача та потужністю породних шарів.

Під дією гірського тиску структурні блоки починають рухатися у бік послабленого градієнтного поля, утворюючи концентрацію напружень на їх межі. Рух блоків призводить до розвантаження масиву і просипання породи до виробки. Після відновлення форми і перекріплення виробки починається новий цикл концентрації напружень у перехідній зоні. Циклічність втрати виробкою експлуатаційних параметрів призводить до 5-6 разів її перекріплення та протягом терміну служби (1,5-2 роки), а при наближенні очисних робіт до геологічного порушення – 6-7 разів.

Відомою тезою є те, що прогрес в технології гірничого виробництва та його удосконалення оцінюють зниженням трудомісткості робіт при одночасному зростанні кількості видобутого вугілля. З цього слідує, що інтегрованим показником рівня технології гірничого виробництва є продуктивність праці та трудомісткості робіт, які найбільш точно відображають її стан.

Більшість діючих шахт Донбасу мають об'єктивні труднощі щодо впровадження сучасної тенденції інтенсифікації гірничих робіт, а саме, збільшення довжини виїмкових стовпів до 2000-3000 м і довжини лави до 300-400 м. Ці обмеження обумовлені розмірами шахтного поля та великою частотою геологічних порушень. Складно проводити підготовчі тупикові виробки великої довжини та її ефективно провітрювати. До цього додається небезпека залишити працівників у складному становищі за фактором обмеженості дії засобів захисту органів дихання. Їх ресурсу може не вистачити через велику дистанцію руху працівників до виробки зі свіжим повітрям при виникненні підземної пожежі.

Відомо, що розмірність рівня інтенсифікації технології дозволяє оцінити частку кожної технологічної ланки в загальному рівні технології шахти. Таким показником розмірності є трудомісткість робіт на 1000 т добового видобування вугілля. Його

наявність дозволяє порівнювати рівні технології ефективності виймання вугілля за різних гірничо-геологічних умов. Але в цьому показнику важливе значення має потужність вугільного пласта, що виймається. При збільшенні потужності пласта покращується вентиляція, є можливість пропустити більшу кількість повітря не порушуючи обмеження за швидкістю, покращуються ергономічні умови праці в робочому просторі лави. За різної потужності вугільного пласта більш коректним є порівняння показника трудомісткості, що відображує витрати праці для видобутку вугілля з площі 1000 м^2.

Світовий досвід впровадження інтенсивної технології видобування вугілля свідчить про те, що рівень технології повинен відповідати витратам праці не більш ніж 100-105 виходів на 1000 м^2 відпрацьованої площі пласта при широкому впровадженні зворотно точної схеми провітрювання. Таким чином, площа виїмкового стовпа (поля) є визначальною для оцінки ефективності технології при прийнятті планувальних рішень з напрямку розвитку гірничих робіт.

Площа виїмкового стовпа (поля) складається з його довжини і довжини лави. Їх підготовка до експлуатації має різні технології, а їх стан залежить від тривалості часу знаходження в конкретних гірничо-геологічних умовах. Існує пряма залежність початку очисних робіт від темпів проведення виїмкових виробок та їх стану у виїмковому стовпі. В свою чергу, при експлуатації виїмкової дільниці, стан підготовчих виробок залежить від темпу посування очисного вибою та параметрів технології очисного виймання, особливо на кінцевих ділянках лави.

Аналіз роботи механізованих очисних комплексів показує, що через невідповідність їх технічних характеристик гірничо-геологічним умовам продуктивність очисного вибою зменшується на 40-50%. В окремих випадках за цієї причини комплекси доводиться демонтувати до закінчення відпрацювання виїмкового стовпа [1].

При обмежених розмірах шахтних полів слід більше уваги надати збільшенню довжини лави, бо цей параметр підготовки запасів до очисного виймання має переваги перед довжиною виїмкового стовпа, особливо на великих глибинах і за наявності геодинамічних явищ. На більшості шахт Донбасу існуючі темпи проведення виїмкових виробок не задовольняють вимогам інтенсифікації добування вугілля, де швидкість посування підготовчих і очисних вибоїв повинна бути однаковою з невеликим випередженням у часі підготовчими. Для дотримання цих вимог треба підвищити швидкості посування вибоїв підготовчих виробок, або послабити посування очисних вибоїв не втрачаючи продуктивності видобувної дільниці. Підвищити темпи посування підготовчих виробок неможливо у більшості випадків за об'єктивних причин. Складність гірничо-геологічних умов і відсутність технічних засобів, що не можуть вирішити цю проблему: газ, вода геологічні порушення, важкі умови праці, великий обсяг ручної праці при виконанні допоміжних операцій і процесів, велика глибина і висока температура порід (38-42^0 С), циклічність робіт профілактики гірського масиву та інші обставини, що стримують розвиток гірничих робіт. Крім цих стримуючих факторів у збільшенні площі виїмкових полів фактично на більшості шахт не має можливості підготувати виїмкові стовпи (поля) довжиною в 2000-3000 м не порушуючи топологію мережі гірничих виробок діючої шахти та її технічні межі. За цих обставин слід звернути увагу на інший параметр виїмкового стовпа

(поля) – довжину лави.

Збільшення довжини лави скорочує тривалість непродуктивної роботи комбайна на кінцевих ділянках, що витрачається на виконання косих заїздів. На рис.1 наведено графік зміни коефіцієнта непродуктивної роботи комбайна при вийманні вугілля на кінцевих ділянках лави. Так при виконанні косого заїзду комбайн робить холостого перегону сумарно до 40-50 м.

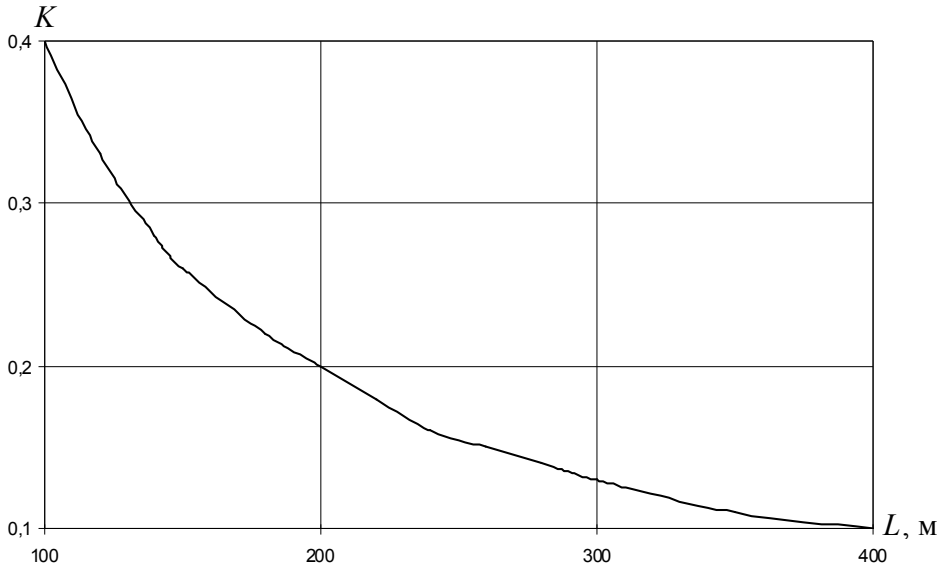


Рис. 1. Залежність коефіцієнта непродуктивної роботи комбайна на кінцевих ділянках K лави від її довжини L

Аналіз графіка показує, що коефіцієнт непродуктивної роботи комбайна зменшується за гіперболічною залежністю при збільшенні довжини лави. Причому динаміка зменшення має різний характер, де можна виділити три інтервали. Перший інтервал 100-200 м, де коефіцієнт непродуктивної роботи комбайна знижується в 2 рази. Другий – 200-300 м має зниження в 1,6 рази і третій – 300-400 м – 1,25 рази. З цього слідує, що чим більша довжина лави, тим значення кінцевих операції в загальному часу циклу не стає таким суттєвим і менш впливає на продуктивність роботи комбайна з виймання вугільного пласта.

Для підтвердження економічної доцільності збільшення довжини лави було виконано аналіз собівартості вугілля на добувній дільниці, використовуючи відому і добре апробовану техніко-економічну модель. Результати моделювання наведені на рис. 2.

Аналіз графіка зміни собівартості від довжини лави дозволяє констатувати, що при зміні довжини лави від 100 до 500 м при однаковій площі виймального стовпа,

собівартість 1 т вугілля знижується в п'ять разів і збільшується продуктивність очисного вибою. Найбільш впливовими є довжини лав в інтервалах 100-180 м і 190-280 м, при подальшому збільшенні довжини лави зниження собівартості не є стільки суттєвим між собою, але в порівнянні з попередніми інтервалами воно є значущим.

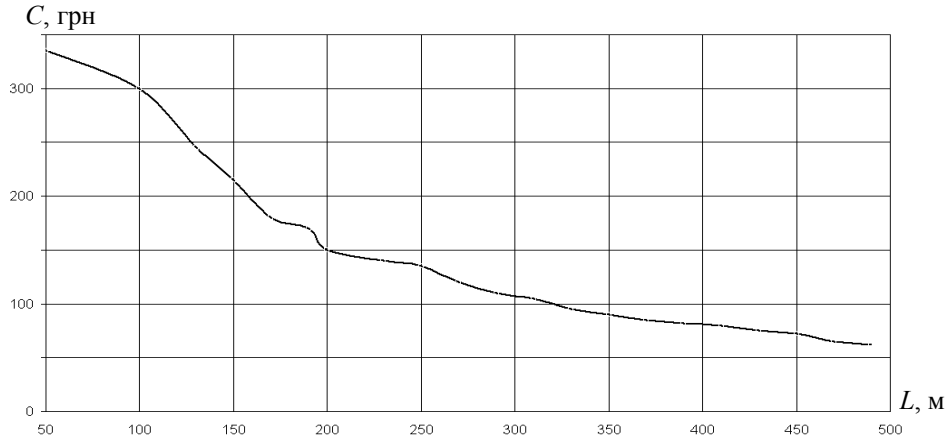


Рис. 2. Залежність собівартості 1 т вугілля від довжини L лави

Збільшення довжини виїмкового стовпа з 750 до 3000 м не суттєво впливає на собівартість 1 т добутого вугілля на дільниці, оскільки проведення виймальних виробок фінансується за іншою статтею витрат на ведення гірничих робіт. Доцільно збільшувати довжину виймального стовпа коли є можливість використати ресурс комплексу очисного обладнання у повному обсязі до капітального ремонту без проведення монтажних робіт. На собівартість вугілля найбільш впливовими є інтервали довжини виїмкового стовпа 750-1000 м і 1100-1800 м.

Збільшення довжини лави дозволить застосувати інші аргументи технологічного рішення, що знаходяться в площі дії швидкості руйнування вугільного пласта та динаміку зростання навантаження на механізоване кріплення. Швидкість посування комбайну впродовж лави впливає на динаміку перерозподілу навантаження між вугільним масивом і робочим простором лави. При збільшенні швидкості час на руйнування вугільного масиву скорочується за гіперболічною залежністю, і при синхронній роботі механізованого кріплення можливо досягти рівномірного розподілу розвантаження безпосереднього шару покрівлі (рис. 3). Аналіз отриманої залежності показує, що найбільш суттєві зміни відбуваються при швидкості посування комбайну від 1 до 3 м/хв, де час руйнування масиву скорочується в 2,85 рази та в 2 рази діапазони швидкостей – від 3 до 8 м/хв.

При рівних умовах швидкість посування комбайна можна зменшити підвищуючи його продуктивність за рахунок збільшення ширини захвату. Відомі приклади, коли на пологих тонких вугільних пластах Донбасу широкозахватні комбайни «Дон-

басс-1Г» забезпечували продуктивність очисного вибою 1000 т і більше на добу при хорошій організації праці.

Збільшення ширини захвату комбайна на тонких і вельми тонких пластах є ще одним аргументом, що продуктивна площа вугільного пласта є визначальною при впровадженні інтенсивних технологій та прийнятті планувальних рішень розвитку гірничих робіт. Між розмірами довжини виїмкового стовпа та лави є пряма залежність для визначення еквівалентної продуктивної площини вугільного пласта з однаковими технологічними можливостями при виборі механізованого очисного комплексу та напряму розвитку гірничих робіт. Граничними умовами для збільшення довжини лави є технічна спроможність конвеєра транспортувати вугілля до виїмкових виробок.

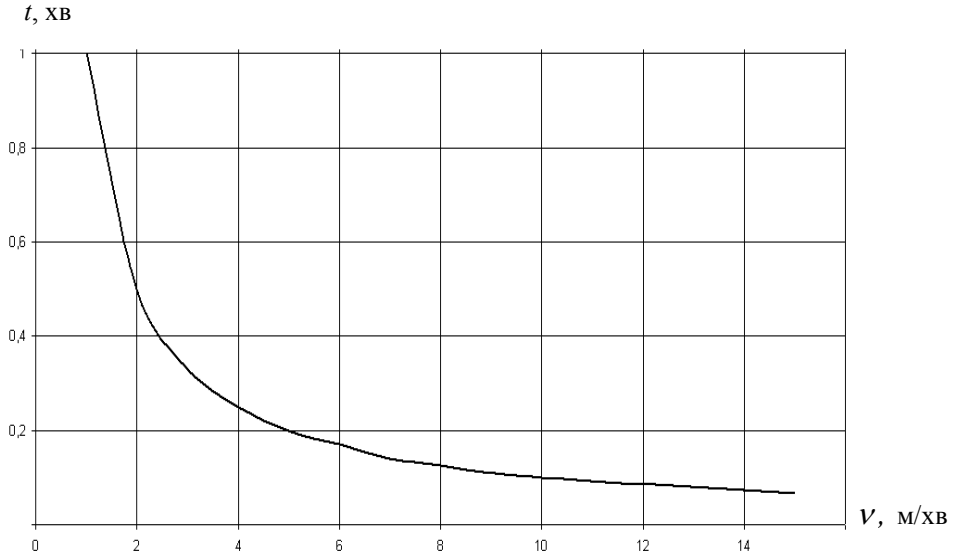


Рис. 3. Залежність часу t руйнування вугільного пласта від швидкості v посування комбайна

Це суто технічна проблема, а не технологічна для збільшення фронту очисного виймання вугілля на певній ділянці шахтного поля. Є досвід концентрації гірничих робіт на шахтах Донбасу. Основою може бути добре освоєна, в минулому, система розробки вугільних пластів з діленням поверху на підповерхи, з транспортуванням вугілля на передні чи задні групові виробки (бремсберг, похилий). Похила висота поверху досягала довжини 400 м і продуктивність очисних вибоїв була високою, навіть за старих засобів виробництва. Вона потребує продуманої організації праці на добувній дільниці і при застосуванні нових очисних комплексів можна досягти значних результатів як з концентрації, так і з інтенсифікації гірничих робіт, тим більш,

що не має можливості на більшості шахт збільшувати довжину виїмкового стовпа за об'єктивних причин, пов'язаних з колективною безпекою працівників в екстремальних ситуаціях, таких як підземна пожежа.

Висновки

При розробці тонких і вельми тонких вугільних пластів Донбасу довжина лави повинна бути не меншою за 200 м при переважній величенні цього параметру 250-300 м і навіть до 400 м при більш сприятливих гірничо-геологічних умовах та наявності потужних конвеєрних установок.

Збільшення довжини лави дозволить вирішити проблему концентрації та інтенсифікації гірничих робіт на більшості шахт Донбасу та підняти продуктивність очисного вибою при скороченні часу і ресурсів на проведення підготовчих виробок в складних гірничо-геологічних умовах.

Список літератури

1. Баранов С.Г., Розенбаум М.А., Савченко П.Ф. Обеспечение высокопроизводительной работы механизированных комплексов в различных горно-геологических условиях. //Уголь. – 2001. – №11. – С. 32-36.

УДК 622.831.322

© М.А. Ильяшов, А.В. Агафонов

ПРИМЕНЕНИЕ ДВУХФАЗНЫХ ВЫСОКОНАПОРНЫХ СТРУЙ ДЛЯ УСТРАНЕНИЯ ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Представлено аналіз проблеми запобігання викидів вугілля й газу при проведенні підготовчих виробок, визначені основні напрямки її рішення, описані параметри технології, що базується на застосуванні двофазних високонапірних струменів, що забезпечують безпечне й ефективне ведення гірничопідготовчих робіт.

Представлен анализ проблемы предотвращения выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработках, определены основные направления ее решения, описаны параметры технологии, базирующейся на применении двухфазных высоконапорных струй, обеспечивающие безопасное и эффективное ведение горно-подготовительных работ.

The analysis problem of prevention extrass coal and gas is presented during a conduct preparatory working, basic directions of its decision are define, the parameters of technology, being based on application of diphasic high-pressure streams are described, providing the safe and effective conduct of underground-preparatory works.

Современное состояние проблемы внезапных выбросов угля и газа указывает на первоочередную необходимость разработки совершенных научно-технических решений по их предотвращению, в первую очередь в подготовительных выработках, в которых они наиболее распространены и составляют более 80% от общего их количества на шахтах Донецкого бассейна. В настоящее время имеются достаточно надежные способы предотвращения внезапных выбросов на основе щелевой разгрузки и нагнетания воды в угольный пласт в режиме рыхления. Однако, низкий уровень технологического и технического обеспечения этих способов требует значительных трудовых затрат и времени на их реализацию, что на 40...60% снижает темпы проведения выработок в выбросоопасных зонах [1].

Современные достижения в области гидравлического разрушения различных материалов, в том числе и горных пород, явились основой для разработки технологий проведения подготовительных выработок с образованием разгрузочных щелей и полостей двухфазными высоконапорными струями. Специфичность технологий устранения выбросоопасности, основанных на образовании разгрузочных щелей и полостей во вмещающих угольный пласт породах высоконапорными струями состоит в

использовании абразивных добавок к воде для повышения ее разрушающей способности. В практике двухфазные струи применяются достаточно широко для перфорации скважин и повышения за счет этого их продуктивности при добыче нефти и газа, для нарезки блоков из крепких пород, разрушения монолитных фундаментов, опор и т.д. [2, 3, 4, 5, 6]. Ярким примером их использования является образование отверстий в прочном корпусе атомной подводной лодки «Курск» для крепления канатов при ее подъеме со дна Баренцева моря. В качестве абразивной добавки, вводимой в высоконапорную струю, применяется в основном кварцевый песок. За счет этого эффективность гидравлического разрушения увеличивается в 2…5 раз. Применение двухфазных струй для образования разгрузочных щелей и полостей с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа рассмотрено в работах [7, 8, 9].

Известны две схемы подачи двухфазной струи к исполнительному органу (насадке). По первой схеме водоабразивная смесь под небольшим давлением поступает в смесительную камеру непосредственно у насадки, проходящая через нее рабочая жидкость под высоким давлением, увлекает за собой абразив. По второй схеме водоабразивная смесь под низким давлением поступает в высоконапорный насос, где смешивается с рабочей жидкостью. Далее по высоконапорным рукавам она подается к исполнительному органу.

Первая схема широко применяется за рубежом, вторая – в бывшем СССР. Громоздкость оборудования для реализации первой схемы, исключающая возможность размещения его в выработках и быстрый износ плунжеров высоконапорных насосов при подаче двухфазной струи к насадке по второй схеме не позволяет применить ни ту, ни другую в шахтных условиях. В связи с этим предложена иная схема формирования высоконапорной двухфазной струи, которая может быть реализована с серийным оборудованием для угольных шахт [7]. Отличительной особенностью этой схемы является наличие смесительного устройства, функционирующего на принципах струйного насоса для гидротранспорта абразива. Используя высоконапорные насосы, применяемые для выполнения мероприятия по предотвращения газодинамических явлений – нагнетания воды в угольный пласт в режиме рыхления, формируется двухфазная высоконапорная струя с гидродинамическими параметрами, близкая однофазной, но обладающая существенно более высокой разрушающей способностью за счет ее обогащения абразивом.

Технологический процесс устранения выбросоопасности, основанный на образовании разгрузочной щели в породах кровли или почвы состоит в том, что над или под пластом параллельно ему располагают серию шпуров диаметром 43...45 мм на заданную глубину щели. Затем поочередно в каждый из них вводят исполнительный орган и двухфазной струей, направленной в сторону соседнего шпура, при поступательном перемещении ее разрушают целики между ними, создавая сплошную щель по всей ширине забоя выработки.

Для реализации технологии НПО «Углемеханизация» разработало установку пескоструйную УП, включающую исполнительный орган, размещаемый в манипуляторе бурильной установки и пескосмесительное устройство, смонтированное на платформе шахтной вагонетки. В комплект поставки входит насосная установка типа УНШ, развивающая давление до 32 МПа производительностью 12 $м^3$/ч и высоко-

напорные рукава.

Опыт эксплуатации установки в выработках угольных шахт, разрабатывающих пласты опасные по газодинамическим явлениям, позволил определить оптимальные параметры разрушения массива. Так, была установлено рациональное содержание абразива в двухфазной струе, которое составило около 90 г/л. При более высоких значениях этого параметра, а также увеличении прочности разрушаемых пород, существенного повышения эффективности разрушения не происходит.

Важным параметром, определяющим эффективность работы установки, является скорость перемещения двухфазной струи вдоль шпура. Этот показатель характеризует затраты времени на выполнение мероприятий по предотвращения газодинамических явлений.

Установлено, что скорость перемещения V_n удовлетворительно описывается выражением:

$$V_n = \frac{0{,}023}{f}, \text{ м/с}, \tag{1}$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодъяконова.

В процессе исследований оказалось, что создать сплошную разгрузочную щель при ориентации насадки строго в направлении соседнего шпура не возможно. Причиной тому явилась нестыковка ее участков (пазов), образуемых из смежных шпуров, из-за отклонения последних от заданного направления бурения. Исключить это явление возможно путем задания наклона плоскости паза к плоскости, проходящей через оси соседних шпуров. Для этого необходимо выбрать такое расстояние a между шпурами, при котором происходило бы пересечение образуемых встречными струями пазов длиной l_n с учетом их отклонения b от заданного направления. Для гарантированного пересечения пазов угол их наклона α должен удовлетворять следующему условию:

$$\alpha = arcsin(2b/a). \tag{2}$$

Используя несложное математическое преобразование, получаем:

$$l_n = \frac{a^2}{(a^2 - 4b^2)^{1/2}}. \tag{3}$$

Полученная зависимость характеризуется экстремальными значениями (минимальными), определить которые можно путем дифференцирования выражения (3) с последующим приравнивание его к «нулю» и решением полученного уравнения относительно b. При этом обеспечиваются минимально возможные размеры пазов, обеспечивающие сплошную разгрузочную щель [10].

Для практической реализации технологии с целью обеспечения сплошности

разгрузочной щели по известному значению l_n и величине отклонения шпуров от заданного направления b, которое зависит от их глубины l и практически составляет не более $0{,}03l$, определяют расстояние между шпурами из выражения (2). Поскольку решение этого уравнения имеет два значения, то к учету принимаются большие из них, соответствующие максимальным расстояниям между шпурами. Отрицательное значение подкоренного выражения указывает на то, что из-за высоких отклонений шпуров сплошность щели не достигается. В этом случае необходимо вносить коррективы путем уменьшения длины шпуров, исходя из соотношения:

$$l = l_n / 0{,}12. \tag{4}$$

С целью упрощения процедуры определения расстояния между шпурами при образовании щели, в зависимости от крепости пород, допускается использовать выражение

$$a = 1{,}9 / f + 0{,}1 \text{ м}. \tag{5}$$

По этой схеме формирование щели начинается от крайнего шпура струей, направленной в сторону массива за контуром выработки, а затем последовательно из каждого шпура в сторону соседнего. Текущий контроль сплошности щели между смежными шпурами осуществляется визуально по выходу воды из шпура, в сторону которого направлена струя, и по наличию щели между ними на поверхности забоя выработки после выхода насадки из шпура. В случае, когда соединение пазов не происходит из-за отклонения их или струи от заданного направления, производят повторное образование щели между этими шпурами встречной струей, направленной из последующего шпура в сторону предыдущего.

Технологический процесс устранения выбросоопасности, основанный на нагнетании воды в угольный пласт в режиме рыхления (гидрорыхления) через вмещающие породы отличается тем, что нагнетательные скважины располагаются на некотором расстоянии от пласта. Затем в каждую скважину вводится исполнительный орган и двухфазной струей, направленной в сторону пласта, образуется скважинообразная полость, пересекающая породный слой и угольный пласт на полную мощность. После этого производится герметизация скважины и нагнетание в нее воды по обычной технологии гидрорыхления [11]. Для образования скважинообразных полостей используется также установка УП, а для нагнетания воды применяется входящая в ее комплект насосная установка УНШ. Эти полости в пласте, по сути, являются фильтрующей частью нагнетательных скважин. Поскольку образование полостей производится двухфазной струей, дальность разрушающего действия которой в породах меньше, чем в углях, то скважины должны располагаться от пласта на расстоянии, не превышающем возможную глубину образования полости в породах. Нагнетание воды в пласт со стороны его почвы или кровли принципиально не влияет на механизм гидрорыхления, но вследствие того, что подготовительные проводятся в основном с подрывкой пород кровли, то наиболее часто встречающейся является схемой расположения нагнетательных скважин в этих породах. Однако образование

полостей при этом будет осуществляться «затопленной» струей из-за ее прохождения через скопившуюся в них воду, что снижает разрушающую способность струи. Известно, что скорость разрушения пород и глубина образования воронкообразных полостей «затопленной» струей уменьшается на 55% по сравнению с действием обычной струи. Глубина полостей, образуемой обычной абразивной струей в породах крепость 4...8, составляет 0,6...0,7 м. С учетом степени ослабления действия «затопленной» струи, эта величина составит 0,25...0,31 м. Следовательно, скважины, из которых будет производиться образование полостей через породы кровли на угольный пласт, должны располагаться на расстоянии не более 0,2 м.

Для достижения идентичности режимов гидрорыхления угольных пластов при нагнетании воды через породные скважины и непосредственно пробуренные по пласту, величина фильтрующей поверхности полостей в пласте S_n должна быть эквивалентна поверхности фильтрующей части пластовой скважины S_c.

Поскольку S_n и S_c определяются из выражений:

$$S_n = \pi n d_2 m, \tag{6}$$

$$S_c = \pi d_1 l_\phi, \tag{7}$$

где d_1 – диаметр скважины;

d_2 – диаметр полости;

n – количество полостей в пласте;

l_ϕ – длина фильтрующей части скважины;

m – мощность пласта,

то, можно определить необходимое количество полостей, образуемых из одной скважины для гидрорыхления пласта через вмещающие породы, при которой их суммарная поверхность будет равнозначна поверхности фильтрующей части пластовой скважины

$$n = d_1 l_\phi / d_2 m. \tag{8}$$

Подставляя в выражение численные значения $d_1 = 0{,}045$ м, $d_2 = 0{,}02$ м и $l_\phi = 2$ м, получаем

$$n = 4{,}5 / m. \tag{9}$$

Первая полость должна образовываться непосредственно у забоя породной скважины, последующие через равные промежутки на участке скважины длиной 2 м от ее забоя, по аналогии с длиной фильтрующей части пластовой скважины. Тогда расстояние c между полостями составит

$$c = 2/n, \text{ м} \qquad (10)$$

Таким образом, достигается полная идентичность геометрических параметров породных и пластовых скважин для нагнетания воды в угольный пласт в режиме рыхления. Технология гидрорыхления и контроль его эффективности осуществляется в порядке, предусмотренном нормативным документом [12].

Проведенными исследованиями получены зависимости, позволившие обосновать основные параметры технологических процессов устранения выбросоопасности, основанных на использовании двухфазных высоконапорных водяных струй заключающиеся в следующем:

– введение абразивной добавки в высоконапорную струю повышает ее разрушающую способность пропорционально степенной функции коэффициента крепости угле и пород и экспоненциальной функции концентрации абразива, причем увеличение этого показателя при достижении концентрации абразива 90 г/л практически прекращается;

– сплошность разгрузочной щели, как необходимое условие эффективности предотвращения внезапных выбросов угля и газа, образуемой путем бурения во вмещающих угольный пласт породах серии параллельных шпуров по ширине забоя выработки и последовательного разрушения целиков между ними двухфазной струей, перемещаемой вдоль шпура и направленной в сторону соседнего, обеспечивается при расстоянии между ними, определяемым дальностью разрушающего действия струи при рациональной скорости ее перемещения с учетом крепости пород, глубины шпуров и их отклонения от заданного направления;

– скважины для гидрорыхления угольных пластов через вмещающие породы располагают на расстоянии от пласта не превышающем дальность разрушающего действия двухфазной струи, определяемой в зависимости от крепости пород, а количество скважинообразных полостей (каналов), образуемых этой струей из каждой скважины и пересекающих пласт, при длине фильтрующей части обратно пропорционально мощности пласта;

– технология образования двухфазными струями разгрузочных щелей и полостей во вмещающих породах с параметрами, обеспечивающими предотвращение внезапных выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработок, осуществляется созданной для этого гидропескоструйной установкой УП с исполнительным органом, устанавливаемым на бурильной установке и регулируемой скоростью перемещения в зависимости от крепости пород.

Опыт применения технологий устранения выбросоопасности на основе двухфазных абразивных струй подтвердил надежность и эффективность используемых в них технических решений.

Список литературы

1. Kuzyra V. I., Agafonov A. V. Major research approaches to solve gas-dynamic problems in Donbas coal mines//Proceeding of the 27th international conference of safety in mines research institutes. – New Delhi (India). 20-23 February, 1997. – P. 331-340.

2. Мерзляков В.Г., Линник Ю.Н., Присташ. Исследования в области разрушения углепородного массива различными способами //Уголь. – 1997. – №9. – С. 22-25.

3. Сидоровский В.А., Маркин П.П. Стендовые испытания гидропескоструйных перфораций //Труды Гипротюменнефтегаза. – Вып. 10. – Тюмень, 1970. – С. 136-140.

4. Миклин Ю. А., Гусев В. И., Лесин Н. П. Некоторые пути усовершенствования гидроабразивной перфорации скважин //Сб. научн. трудов Всесоюзного нефтегазового НИИ. – Вып. 51. – М., 1994. – С. 70-75.

5. Yle Gene G. Cutting hard materials with abrasive entrained water jet – a progress report //7th. Symp. Jet Cutting Technol. – Ottawa, 26-28 June 1984. – Cranfield, 1984. – P. 481-490.

6. Application of Water Jet Cutting to Economical Tunnel Excavation /Honda H., Okuda K., Igarashi T. etc. //7th. Symp. Jet Cutting Technol. – Ottawa, 26-28 June 1984. – Cranfield, 1984. – P. 551-558.

7. Агафонов А.В. Способы и средства обеспечения безопасности проведения подготовительных выработок по выбросоопасным пластам. – Донецк: Донбасс, 1998. – 238 с.

8. Агафонов А. В. Образование разгрузочных щелей и полостей высоконапорными струями воды с абразивными добавками //Способы и средства создания безопасных условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. трудов. – Макеевка: МакНИИ. – 1998. – С. 140-147.

9. Вайнштейн Л.А., Агафонов А. В. Проведение подготовительных выработок по выбросоопасным пластам с использование высоконапорных водяных струй с абразивными добавками //Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: Сб. научн. трудов – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1989. – С. 61-63.

10. А.с. 1696733 СССР, МКИ Е21 F5/00. Способ предотвращения внезапных выбросов породы и газа при проведении горной выработки /Бобров А. И., Вайнштейн, Агафонов А.В. и др. (СССР). Бюл. №45, 1989.

11. Бобров А.И., Агафонов А. В., Недосекин Б. Н. Использование высоконапорных струй с абразивными добавками для предотвращения выбросов угля и газа //Безопасность труда в промышленности. – 1993. – №7. – С.41-42.

12. СОУ 10.1.00174088.011-2005. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. Київ: Мінвуглепром України, 2005. – 222 с.

УДК 622.272

© В.И. Никонец

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ МАРГАНЦЕВОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ УКРАИНЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

Наведено сучасні проблеми марганцеворудних підприємств України і показані шляхи їх вирішення.

Приведены современные проблемы марганцеворудных предприятий Украины и показаны пути их решения.

Modern problems of the manganese-ores enterprises of Ukraine is resulted and way of their decision.

Марганцеворудные предприятия Украины сосредоточены в Днепропетровской и Запорожской областях на базе Приднепровского месторождения марганцевой руды, простирающегося вдоль р. Днепр на 250 км с запада на восток и на 100 км с севера на юг. Месторождение представляет собой единую горизонтальную залежь окисной, смешанной и карбонатной руды, частично затопленную Каховским водохранилищем. Рудный пласт расположен в осадочных песчано-глинистых породах на глубине 40-120 м и имеет мощность с 0,5-3,3 м.

Наиболее богатая окисная руда с содержанием марганца 23-33% сосредоточена в северной части месторождения, на которой расположены города Орджоникидзе, Марганец и Запорожье. Общие запасы окисной руды до начала ее разработки составляли около 750 млн. т. За прошедшие 100 лет было добыто около 500 млн. т этой руды. Не вовлеченные в разработку запасы окисной руды в объеме порядка 100 млн. т сосредоточены на Больше-Токмакском участке месторождения. Около 90% разведанных запасов марганцевой руды представлены слабовостребованной металлургами карбонатной рудой с содержанием металла 14-23%.

Разработка марганцевого месторождения производится двумя горно-обогатительными предприятиями, принадлежащими корпорации «Приват». На предприятии ОАО «Орджоникидзевский ГОК» в эксплуатации находится 6 карьеров, а на предприятии ОАО «Марганецкий ГОК» – 2 карьера и 5 шахт.

На открытых и подземных горных работах применяются уникальные технологии, позволяющие разрабатывать полезное ископаемое, залегающее в сложных горно-геологических, условиях. Так, на большинстве карьеров разработана и впервые в мировой практике применена трехуступная комбинированная система разработки, включающая: на нижних уступах – бестранспортную систему, с использованием шагающих драглайнов с емкостью ковша от 8 до 20 м; на средних – транспортно-

отвальную, с использованием роторных экскаваторов производительностью до 5 тыс. м^3 в час и отвалообразователей с длиной консоли 150-190 м; на передовых – транспортную, с использованием конвейерного и автомобильного транспорта.

На подземных работах применяется циклично-поточная технология с выемкой руды малогабаритными комбайнами КДР-6 и конвейерной доставкой от очистных забоев до дневной поверхности. Освоена поточная технология с выемкой руды щитовыми механизированными комплексами ОКП.

В настоящее время на двух марганцеворудных комбинатах работает четыре обогатительных фабрики и одна обогатительно-агломерационная фабрика. Технологические схемы фабрик включают обогащение крупных классов мытой руды отсадкой и мелких фракций – по магнитно-гравитационной схеме. Производственная мощность фабрик составляет 3300 тыс. т марганцевого концентрата и 400 тыс. т агломерата в год. На агломерационной фабрике из карбонатной руды с содержанием марганца 14-16% получают агломерат с содержанием марганца 28%.

Марганцеворудные предприятия не только полностью удовлетворяют потребность ферросплавных и металлургических заводов Украины в марганцевой продукции, но и значительную её часть поставляют в другие страны. Общий объем добычи марганцевой руды за последние 5 лет приведен в таблице.

Таблица

ОБЪЕМ ДОБЫЧИ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ В ОАО «ОГОК» И ОАО «МГОК»

Показатели	Годы					
	2004	2005	2006	2007	2008	2009 /план/
ОАО «ОГОК»						
Руда	3312,0	4160,0	3725,0	3909,0	3520,3	2321,0
Концентрат	1270,0	1400,0	1308,0	1360,0	1204,3	863,0
В т.ч. высший сорт	270,0	293,0	278,0	300,0	253,0	182,0
Агломерат	420,0	420,5	Н.д.	451,2	367,8	330,0
ОАО «МГОК»						
Руда	2325,7	2164,6	2195,7	2212,0	1761,0	1912,0
Концентрат	993,9	914,1	937,2	964,0	771,3	831,0
В т.ч. высший сорт	300,6	331,4	335,8	340,0	272,0	296,0

Из-за кризисных явлений, фактический объем добычи марганцевой руды в текущем году будет в 2,0-2,5 раза меньшим, чем в 2008 г.

Одной из основных тенденций на марганцеворудных предприятиях Украины является тенденция снижения объемов добываемой руды и сокращения численности карьеров и шахт. Так, за последний год, в связи с доработкой запасов руды, были закрыты Запорожский карьер и шахта №1-бис. В ближайшие годы ожидается закрытие по разным причинам Басанского и Шевченковского карьеров, а также шахт №2 и

№8. Выбывающие производственные мощности не восполняются новыми добычными единицами.

Другой не менее важной тенденцией является тенденция снижения качества добываемой руды, что приводит к уменьшению объема концентрата первого сорта с содержанием марганца 43%. Так, например, ОАО «МГОК» за последние 10 лет доля концентрата первого сорта в общем объеме концентрата высшего сорта уменьшилась с 70 до 17%. Снижение качества отечественного рудного сырья ферросплавными заводами компенсируется путем увеличения в их продукции доли импортной руды с содержанием металла 46%. Это позволяет ферросплавным заводам максимизировать прибыль без компенсации тех потерь, которые несет вся страна в результате уменьшения количества рабочих мест из-за закрытия карьеров и шахт. Интересно, что самый крупный в Европе Никопольский завод ферросплавов с годовой производительностью 1,2 млн. т был построен для переработки бедной карбонатной руды.

Следовательно, сущность основной проблемы марганцево-рудных предприятий Украины, которые являются градообразующими для городов Марганец и Орджоникидзе, в назревающей угрозе постепенного сворачивания добычи собственной руды с одновременным наращиванием производства ферросплавов из импортного сырья. Это положение косвенно подтверждается прежде всего тем, что корпорация «Приват», монопольно владеющая марганцевыми и ферросплавными мощностями страны, приобрела значительные активы по марганцевой руде в Австралии и Грузии. Помимо этого, на марганцевых предприятиях не производится замена изношенного основного оборудования и сокращается его численность. Так, например, если в первые годы после приватизации в ОАО «ОГОК» было 10 роторных комплексов машин непрерывного действия производительностью 3-5 тыс. $м^3$ в час, 45 шагающих экскаваторов и 98 экскаваторов типа «прямая лопата» с емкостью ковша до 8 $м^3$, то сегодня на предприятии работает 7 роторных комплексов, 40 шагающих экскаваторов и 67 экскаваторов типа «прямая лопата».

Анализ показал, что первоначально корпорация «Приват» придерживалась стратегии развития производства и совершенствования технологий, применяемых на марганцевых предприятиях. Так, в начале текущего столетия была достроена и принята в эксплуатацию новая шахта №14/15 с годовой мощностью 500 тыс. т руды, испытана и внедрена в производство анкерно-рамная технология поддержания горных выработок, закуплены современные добычные комбайны, изготовлен новый забойный конвейер. В дальнейшем, по мере того как корпорация превращалась в мировую транснациональную компанию, что в общем-то является положительным явлением, ее стратегия изменилась, причем не в пользу собственной страны. Было прекращено финансирование научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ, снижается производительность забоев, ухудшается состояние горных выработок, не выполняется следующее решение Госгорпромнадзора: «Продовжити разом з ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут» дослідження і розробки за темами «промислові випробування та впровадження у виробництво анкерної технології кріплення гірничих виробок» і «Дослідження та розробка заходів щодо зниження експлуатаційних втрат руди при відпрацюванні охоронних циліків гірничих виробок» [1].

В целом, для марганцевых предприятий Украины характерно, по нашему мнению состояние технологического застоя или кризиса, который проявляется в снижении производительности труда на вскрышных и добычных работах, в высоком износе технологического оборудования, в снижении выхода концентрата первого сорта, в отрицательной рентабельности производства. На марганцевых шахтах за последнее время производительность очистных забоев уменьшилась более чем в два раза, а потери руды в недрах увеличились в 1,4 раза [2].

Вот почему другая не менее важная проблема маргенцеворудных предприятий Украины заключается в необходимости возобновления процесса дальнейшего совершенствования применяемых технологий добычи и обогащения марганцевой руды. Особенно важно продолжить исследования по совершенствованию способов поддержания и проведения горных выработок в обводненных песчано-глинистых рудах и породах. Уменьшение плановых заданий на шахты в период кризиса способствовало преждевременной потере рабочего сечения выемочных штреков и снижению производительности очистных забоев.

Таким образом, в период кризиса, учитывая низкую эффективность марганцеворудной подотрасли и ее стратегическое значение для Украины и всего мирового сообщества, идеальным путем решения назревших глобальных проблем, на наш взгляд, является создание транснациональной марганцевой компании с крупным государственным пакетом акций. В этом случае государство смогло бы поддерживать конкурентоспособность компании путем устранения ее слабых сторон, например, своевременным совершенствованием законодательства, а также гарантировать ей инновационный путь развития за счет:

– строительства шахт нового поколения с элементами открыто-подземного способа разработки;

– вовлечения в разработку Больше-Токмакского участка месторождения, а также других перспективных участков, расположенных в пределах существующих горных отводов земли вокруг отработанных шахтных и карьерных полей;

– дальнейшего совершенствования открытого способа разработки путем применения технологии с гидравлической вскрышей легкодоступных запасов руды, затопленных Каховским водохранилищем, а также путем восстановления нарушенных горными работами водоносных песчаных горизонтов, обеспечивающих первозданное плодородие почвы;

– применения проходческо-очистных технологических комплексов, позволяющих устранить большинство ручных процессов, повысить качество горных выработок и скорость их проведения не менее, чем в 2,5-3 раза [2];

– промышленного освоения анкерной технологии поддержания горных выработок, которая прошла первую апробацию на марганцевых шахтах и которая позволяет повысить безопасность работ, а также снизить трудовые и материальные затраты в несколько раз [3];

– разработки техногенных месторождений, в которых сосредоточено около 200 млн. т марганцевой окисной руды с содержанием металла 12-14%;

– совершенствования технологии обогащения карбонатной марганцевой руды и др.

Список литературы

1. Протокол наради з питань розгляду та погодження плану розвитку гірничих робіт і нормативів втрат та збіднення корисних копалин на шахтах і кар`єрах ВАТ «Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат» на 2009 рік. – Київ: Держгірпромнагляду, 19 грудня 2008 р.

2. Никонец В.И. Совершенствование способов производства горных работ на марганцевых шахтах страны // Вісник КТУ. – 2009. – Вип. 23. – С. 28-32.

3. Никонец В.И. Технологические и экологические проблемы горно-металлургического комплекса Украины и пути их решения. // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ. – 2007. – Вып. 91. – С. 47-50.

УДК 622.7

© П.И. Пилов

АНАЛИЗ ФАКТОРОВ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ КАЧЕСТВО ПРОДУКЦИИ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Розглянуто вимоги до якості кам'яного вугілля, його основних споживачів, а також питання формування й забезпечення необхідного рівня якості, з урахуванням гірничо-геологічних, гірничопромислових умов і вимог ринку, а також існуючих стандартів.

Рассмотрены требования к качеству каменных углей, его основных потребителей, а также вопросы формирования и обеспечения необходимого уровня качества, с учетом горно-геологических и горнопромышленных условий и требований рынка, а также существующих стандартов.

Considered demand to quality of anthracite coals, his basic consume-tels, and also questions of forming and providing of necessary level of quality, taking into account mining-and-geological and mining condition and demands of market, and also existent standards.

От качества продукции угольных предприятий зависят производственные и экономические показатели, как потребителей – теплоэнергетических предприятий, так и самих горных предприятий. Необоснованный уровень качества угля в современных условиях может привести к экономической несостоятельности предприятий-производителей и потребителей.

В коксохимической промышленности используются марки каменных углей: *КЖ*, *К*, *Ж*, *ГЖ*, *ОС*, *ГЖО*, *Г*, которые существенно отличающиеся от других углей по спекаемости и коксуемости.

Способность углей спекаться имеет существенное значение при их технологическом использовании не только при коксовании, но и при газификации, получении синтетического жидкого топлива и адсорбентов, поэтому они являются более ценными.

Спекаемость углей обусловлена стадией их метаморфизма, петрографическим составом и степенью восстановленности, а также условиями предварительной подготовки и режимом нагревания Существенное значение имеет и крупность угольных частиц. Весьма важным является и поведение при коксовании в смеси с другими углями.

Спекающиеся каменные угли переходят в пластическое состояние при температуре выше 300° С с образованием парогазовых, жидких и твердых продуктов.

При оценке коксуемости углей учитывается выход кокса, его механическая прочность и гранулометрический состав.

Наиболее прочный кокс получается из углей марки *К*. Угли марки *Ж* образуют кокс с более низкой механической прочностью. Удовлетворительные механические свойства кокса получаются при совместном коксовании углей марок *Ж, К* и *ОС*. Угли марки ОС при самостоятельном коксовании образуют кокс повышенной истираемости, однако являются хорошими добавками к жирным углям. Наиболее низкий выход кокса получается при коксовании углей марки Г. При ее добавке к шихте для коксования, качество кокса снижается практически во всех случаях.

Немаловажную роль в оценке коксуемости играет опыт, накопленный коксохимическими заводами по спеканию смесей различных углей и их взаимозаменяемости в кокосовых шихтах, также наличие в углях вредных и балластных примесей, ресурсы углей, их стоимость и удаленность от угледобывающих предприятий.

Сжигание угля может осуществляться в пылевидном состоянии в стационарных котельных установках, в неподвижном и кипящем слое в стационарных котельных установках в отражательных печах, а также в других устройствах в коммунальном хозяйстве и в быту.

Для сжигания могут быть использованы все марки углей и антрацитов. Вместе с тем, каждый способ сжигания адаптирован к той или иной марке угля.

При сжигании углей большое значение имеют сведения о плавкости золы и ее измельчаемости для последующего использования при производстве цемента, извести, кирпича. Требования к составу и свойства золы регламентируются.

Для производства электроэнергии наибольшие объемы углей сжигаются в пылевидном состоянии. При этом их важнейшими характеристиками являются удельная теплота сгорания, измельчаемость и реакционная способность, которая связана с петрографическим составом и степенью метаморфизма углей.

Угли высокой степени метаморфизма является сырьем для получения углеродистых наполнителей (термоантрацита) для производства электродов и футеровочных материалов. Термоантрациты являются также основой для производства широкого класса изделий для химической промышленности, металлургии и машиностроения.

Электродные изделия с хорошими эксплуатационными свойствами получаются из углей, в которых при термической обработке при температуре до 1300-1500° С нет значительных изменений надмолекулярной структуры. К таким углям относятся высокометаморфизированные антрациты некоторых месторождений восточного Донбасса.

Антрациты в естественном виде и виде термоантрацита широко используются в литейном производстве. При этом они должны иметь: влажность 6%, зольность менее 10%, содержание серы – менее 2,5%, размер кусков – 50-100 мм, механическую прочность не менее 38%.

Для производства карбида кальция используются антрациты, имеющие зольность менее 6,5%, влажность менее 6,5%, содержание серы менее 1,5%.

Электрокорунд производится из антрацитов восточного Донбасса при следующих его характеристиках: зольность – менее 7%, влажность – менее 6%, содержание серы – менее 2%. содержание оксида кальция – менее 0,4%.

Для производства углеграфитных материалов используются спекающиеся угли с низким выходом летучих веществ и зольностью менее 2% марок *Ж*, *КЖ*, *К* и *ОС*.

Проблема качества и эффективности использования продукции угольной промышленности в значительной степени определяется как природными условиями (горно-геологические условия, мощность пластов, их материнская зольность, содержание серы), так используемыми технологиями добычи. Это предопределяет специфику ее решения, отличающуюся от других отраслей промышленности.

Понятие качества является комплексным, многофакторным и не поддается количественной оценке только лишь одним показателем. Интегральной характеристикой качества углей для энергетики может служить низшая теплота сгорания рабочего топлива. Она является важнейшим потребительским свойством топлива для его использования в энергетике.

Различают высшую теплоту сгорания углей, т.е. удельную теплоту сгорания органической массы угля (без примесей), и низшую теплоту сгорания рабочего топлива, т.е. удельную теплоту сгорания угля с учетом его зольности и влажности.

Высшая теплота сгорания связана с элементным составом углей, степенью их метаморфизма, что интегрально объединено в марке углей (табл. 1).

Таблица 1

ВЫХОД ЛЕТУЧИХ ВЕЩЕСТВ И УДЕЛЬНАЯ ТЕПЛОТА СГОРАНИЯ УГЛЕЙ ДОНЕЦКОГО БАССЕЙНА

Марка углей	Высшая теплота сгорания, кДж/кг	Выход летучих, %
Д (длиннопламенный)	31977-33858	35 и более
Г (газовый)	33022-34694	35 и более
Ж (жирный)	34694-36366	27-35
К (коксующийся)	35112-36575	18-27
ОС (отомщенный спекающийся)	35321-36784	14-22
Т (тощий)	35112-34694	17-8
А (антрацит)	35112 и более	менее 8

Низшая теплота сгорания рабочего топлива определяется как высшей теплотой сгорания угля, так и его зольностью, влажностью, составом минеральных примесей и другими элементарными показателями качества.

В практике энергетических расчетов используется следующая приближенная формула для определения низшей теплоты сгорания рабочего топлива (или низшей теплоты сгорания на рабочее состояние топлива) путем пересчета высшей теплоты сгорания с учетом количества балластных примесей:

$$Q_p^н = Q_в \frac{100 - A^d - W}{100} - 0{,}025W \text{ , МДж/кг}$$

$$\text{или } Q_p^н = Q_в \frac{100 - A^d - W}{100} - 6W \text{ , ккал/кг,}$$

где $Q^в$ – высшая удельная теплота сгорания угля;

A^d – фактическая зольность угля на воздушно-сухое состояние, %;

W – влажность угля, %.

Таким образом, доминирующим показателем, характеризующим качество угля, предназначенного для пылевидного сжигания на тепловых электростанциях, является низшая удельная теплота сгорания рабочего топлива.

Требования, предъявляемые к качеству угля, определяются технологиями его использования. В угольной электроэнергетике наиболее распространен способ сжигания в топках во взвешенном состоянии предварительно подсушенного и измельченного до крупности 0,1 мм топлива. Сгорание пылеугольного факела протекает в потоке, в котором достигается высокая эффективность окисления, обусловленная развитой поверхностью для реакции измельченного топлива с кислородом.

Для пылевидного сжигания могут использоваться, в принципе, угли всех марок. Фактически их зольность колеблется в пределах от 20 до 45%, что связано с имеющимися ресурсами.

В производстве электрической энергии топливная составляющая производственной себестоимости является основной. Она превышает две трети всех издержек.

Издержки на технологическое сырье (топливо) растут по абсолютной величине по мере увеличения расхода топлива на производство энергии, его цены, тарифов за перевозки и дальности, объемов его переработки на складах и в самом технологическом процессе. В этой составляющей себестоимости электрической энергии заключены наибольшие резервы экономии.

Снижение расхода топлива, кроме повышения экономических показателей, приводит к позитивному интегральному эффекту

Следует отметить, что при повышении зольности, при одной и той же выработке электроэнергии необходимо покупать и перерабатывать большее количество высокозольного натурального топлива. В результате электростанция перерабатывает больше шлаков, уловленной золы с соответствующими затратами средств и труда. Но зола несет много вредных компонентов, которые вызывают преждевременный эрозионный и коррозионный износ оборудования.

При проектировании каждой ТЭС учитывался топливный ресурс региона, марочный состав углей и их зольность. Поэтому каждая из ТЭС может иметь экономичный режим работы при качестве топлива с показателями качества, соответствующими проектным величинам.

В системе министерства топлива и энергетики Украины сейчас имеется 113 энергоблоков, предназначенных для работы на твердом топливе, т.е. на угле.

В табл.2 представлены проектные характеристики топлива для котлоагрегатов основных ТЭС Украины. Для оценки качества использованы следующие показатели: $Q_н^p$ – низшая теплота сгорания рабочего топлива, ккал/кг; W – влажность, %; A^d – зольность на воздушно-сухое состояние угля, % (колонки 3, 4, 5).

При снижении качества угля, для поддержания тепловой мощности котлоагрегата и обеспечения необходимых параметров горения необходимо осуществлять так называемую «подсветку», т.е. дополнительно сжигать более калорийное топливо: природный газ или мазут, что вызывает дополнительные издержки. Предельные значения показателей, когда еще возможна работа без «подсветки», приведены в колонках 6, 7, 8.

Таблица 2

ХАРАКТЕРИСТИКИ ТОПЛИВА
КОТЛОАГРЕГАТОВ ОСНОВНЫХ ТЭС УКРАИНЫ

ТЭС	Марка угля по проекту	Качество угля по проекту			Низшее качество угля, не требующее подсветки			Удельные затраты г у.т/кВт·ч
		$Q_н^p$, ккал/кг	W, %	A^d, %	$Q_н^p$, ккал/кг	W, %	A^d, %	
Старобешевская	АШ	6010	7,0	16,7	5200	10,0	26,0	417,5
Луганская	АШ	5680	7,5	20,4	5240	10,0	25,5	497,4
Змиевская	П	6540	5,0	24,4	5100	9,0	27,0	413,5
Трипольская	АШ	5790	7,5	19,0	5200	10,0	26,0	366,1
Приднепровская	АШ	6010	7,0	16,7	5200	10,0	26,0	381,3
Криворожская	П	5900	8,5	19,4	5200	9,0	26,5	388,7
Кураховская	Г, п/п*	4100	8,8	37,0	3800	9,0	40,0	406,7
Углегорская	ГСШ	5000	11	22,3	4650	9,8	27,9	375,6
Запорожская								356,8
Ладыженская								352,5
Добротворская	Г	4950	10,5	22,4	4600	10,0	28,0	438,8
Зуевская	Г	4730	11,0	25,7	4600	10,0	28,0	362,7

*промпродукт

В 2002 г. в Украине введен государственный стандарт на твердое топливо, согласно которому уголь для пылевидного сжигания на тепловых электростанциях подразделяют на четыре категории по признакам соответствия его основных показателей качества проектным требованиям действующих пылеугольных котлоагрегатов.

Для каждой категории качества введены коэффициенты энергетической ценности единицы низшей теплоты сгорания на рабочее состояние топлива, соответственно: 1,00, 0,75, 0,50, 0,30. Эти коэффициенты по мнению составителей стандарта должны учитывать затраты на обогащение угля и дополнительные затраты тепловых электростанций на сжигание топлива с качеством, ниже проектного и могут быть использованы для ценообразования.

К первой категории качества стандарт относит угли марок *Д*, *ДГ*, *Г*, *Ж*, *К*, *ПС*, качество которых обеспечивает стабильные условия пылевидного сжигания без добавки природного газа или мазута. Низшая теплота сгорания таких углей на рабочее состояние топлива должна быть не менее 20,097 МДж/кг (4800 ккал/кг). В эту категорию входят также марки *П*, *А* с низшей теплотой сгорания на рабочее состояние топлива 21,772 МДж/кг (5200 ккал/кг). Ко второй категории качества относятся угли перечисленных выше марок с низшей теплотой сгорания на рабочее состояние топлива в пределах 17,585(4200)…20,097(4800) и 20,097(4800)…21,772(5200) МДж/кг (ккал/кг). Эти угли также пригодны для пылевидного сжигания, но только с добавкой природного газа или мазута. К третьей категории качества относятся промпродукты всех марок с низшей теплотой сгорания не ниже 16,747(4000) МДж/кг (ккал/кг), а к четвертой категории – шламы всех марок с низшей теплотой сгорания не менее 12,560(3000) МДж/кг (ккал/кг). При этом общая влага на рабочее состояние топлива для углей первой, второй и третьей категорий качества должна быть не более: марка *Д* – 14,0%, марки *ДГ*, *Г*, *Ж*, К, *ПС* – 12%, марки *П*, *А*, промпродукты всех марок – 9%, а для шлама – 18%.

Исходя из этих условий, а также рекомендованных в приложении к стандарту средних показателей высшей теплоты сгорания марок углей, добываемых в Украине, пределы изменения зольности по маркам углей и категориям качества составляют (табл. 3).

Анализ данных табл. и их сопоставление с зольностью рядовых углей, добытых в Украине в последние годы, показывает, что только небольшая часть из них может быть без обогащения отнесена ко второй категории и, практически весь добытый уголь не соответствует первой категории качества. Отметим, что второй категории качества соответствует значение коэффициента энерготехнологической ценности, равное 0,75, а это может существенно повлиять на его цену.

Таким образом, с точки зрения снижения затрат на топливо при производстве электроэнергии, следует ориентироваться на использование углей первой категории качества. Поэтому вся горная масса энергетических углей должна подвергаться обогащению.

Однако на вопрос о том, каким должно быть качество углей, относящихся к первой категории и обеспечивающих наибольшую эффективность их использования, новый стандарт ответа не дает.

Таблица 3

ПРЕДЕЛЫ ИЗМЕНЕНИЯ ЗОЛЬНОСТИ УГЛЕЙ ПО МАРКАМ И КАТЕГОРИЯМ КАЧЕСТВА СОГЛАСНО ДСТУ 4083-2002

Категория качества	Пределы изменения зольности (%) по маркам углей								
	Д	ДГ	Г	Ж, ПС	К	П	А	промпродукт	шламы
Первая	<22,16	<26,17	<27,25	<30,88	<31,98	<29,19	<26,45	-	-
Вторая	22,16 ... 30,00	26,17 ... 33,79	27,25 ... 34,73	30,88 ... 37,92	31,98 ... 38,27	29,19 ... 33,89	26,45 ... 31,37	-	-
Третья	-	-	-	-	-	-	-	<38 ...43,18	-
Четвертая	-	-	-	-	-	-	-	-	<41,37 ... 45,82

Ископаемый уголь представляет собой единую систему органических веществ (мацералов) и неорганических компонентов (минералов). Поэтому состав и количество минеральной части являются важнейшими характеристиками углей. Они определяют использование углей в промышленности, а также характеристику получаемых шлаков и зольных уносов при сжигании.

Минеральные компоненты углей условно разделяют на две группы: макро- и микрокомпоненты (соответственно, при содержании их более или менее 1% в минеральном веществе). К макрокомпонентам в большинстве случаев относятся соединения S_i, Al, Fe, Ca, Mg, S, а в ряде случаев N, Ka, Ti. Минеральные компоненты находятся в виде породных прослоев, линз, конкреций, тонковрапленных включений, органоминеральных соединений. Наиболее часто минеральные образования в ископаемых углях представлены сульфидами (пирит, марказит, халькопирит), карбонатами (кальцит, сидерит, арагонит), сульфатами (гипс, целестин), силикатами и алюмосиликатами (каолинит, полевые шпаты, гидрослюды и др.). Минеральные образования в углях могут быть представлены также обломками минералов и таких пород, как аргиллиты, алевролиты, песчаники и известняки.

Минеральные компоненты нередко попадают в добытый (товарный) уголь из вмещающих пород и внутрипластовых породных прослоев (ложная кровля, подработка почвы и кровли, несовершенство зачистки и т.п.).

Минеральные вещества, как и влага, являются балластом при транспортировке углей. Кроме того, они представляют собой источник образования золы, количество и состав которой существенно может влиять на возможность использования углей в ряде производств.

Высокая зольность углей при их использовании в качестве топлива ухудшает работу энергетических установок. Зольность приводит к снижению качества кокса, в результате чего ухудшаются показатели доменных печей: увеличивается расход кок-

са на тонну производимого чугуна и снижается их производительность. Так, при повышении зольности кокса на 1% его расход увеличивается примерно на 2% и соответственно уменьшается производительность доменной печи.

Состав и свойства золы – важные параметры при эксплуатации энергетических и газификационных установок, технологии удаления шлаков и золовых уносов, а также при разработке способов их утилизации.

Свойства зол и шлаков зависит от минеральных компонентов, содержащихся в угле, золообразующих компонентов, находящихся в органической части угля в сорбированном состоянии, а также пород, засоряющих уголь при добыче. Состав золы существенно отличается от состава собственно минеральной части углей, которая претерпевает значительные изменения при окислительной и термической деструкции во время сжигания.

Основными компонентами золы углей являются оксиды: SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, MgO, CaO, Ka_2O, Na_2O, TiO_2, SO_3. Кроме того, в золе содержатся редкие и рассеянные элементы, цветные, благородные и радиоактивные металлы.

Для многих угольных месторождений наблюдается корреляционная зависимость между зольностью и составом зол.

При сжигании на крупных электростанциях в золу и шлаки из углей переходит около 60% (по массе) неорганических компонентов. Минеральная часть удаляется из углей на обогатительных фабриках. При этом около 40% неорганических компонентов в виде породы направляется в отходы обогащения.

Сера в углях является вредным компонентов как с точки зрения воздействия на окружающую среду, так в технологическом отношении. В ископаемых углях и в породах угленосных толщ сера содержится в виде сульфидов, сульфатов, органических соединений и элементарной серы.

Сульфидная сера находится в углях в основном в виде пирита и марказита. В некоторых случаях встречаются незначительные количества сфалерита, галенита и халькопирита. Основная часть пирита образуется в угленосном пласте на торфяной стадии процесса углеобразования в результате взаимодействия растворов сульфатов с сероводородом.

Сульфатная сера находится в основном в виде $CaSO_4$ и $Fe_2(SO_4)_3$ обычно в небольшом количестве (0,1-0,5%) и составляет 10-12% общей серы. Ее содержание значительно повышается при выветривании и сильном окислении углей. Сульфатная сера образуется как на стадии седиментации, так и при катагенезисе и окислении.

Элементарная сера установлена в углях Донбасса в количестве 0,03-0,20% и содержится в основном в тонкодисперсном виде как аморфная модификация. При определении по существующим методикам элементарная сера неотделима от органической.

От содержания серы в углях зависят возможности их применения. При энергетическом использовании угля все виды серы, кроме сульфатной, переходят в SO_2, удаляющимся с дымовыми газами, что вызывает износ дымоходов, котлов и аппаратуры, а также приводит к кислотным дождям.

При коксовании углей около 80% серы переходит в кокс, а летучая сера переходит в газ и другие продукты коксования. В случае использования кокса с повышенным содержанием серы в домну вводятся специальные серопоглощающие флюсы, что приводит к снижению производительности доменных печей и увеличению расхода кокса.

Добыча каменных углей имеет ряд особенностей, существенно отличающих ее от других материальных производств. Эти особенности определяются рядом факторов, к которым относятся:

1. Пространственная нестационарность горных работ.

2. Зависимость результатов горного производства от характеристик угольного пласта и горно-геологических и горнотехнических.

3. Невысокая точность информации об объектах горного производства.

4. Вероятностный и дискретный характер геотехнологических процессов.

В табл. 4 приведены наиболее важные составляющие этих групп, влияющие на изменение качества добытого угля. Между многими из этих факторов существуют прямые взаимосвязи и взаимозависимости.

Качество добытого угля формируется под совокупным воздействием большого числа факторов, которые объединяют в группы: природных, экономических и технологических факторов.

Каждый из факторов, за исключением природных, может быть отнесен к управляемым, в том числе ограниченно управляемым, и неуправляемым, в том числе конъюнктурным. К управляемым факторам относятся те, на которые в той или мере возможны воздействия с целью изменения качества угля или его стабильности относительно желаемого уровня. Неуправляемые факторы не поддаются каким-либо управляющим воздействиям. К ним относится группа природных факторов и экономических факторов. Ряд факторов можно отнести к конъюнктурным.

Они связаны с изменчивостью потребности в данном виде угольной продукции, с его количеством на рынке, а также с колебанием цен и другими экономическими изменениями, проявляющими случайно и независящими от производителя и потребителя.

Экономические факторы определяют в целом эффективность разработки угольного месторождения, целесообразность принятия того или иного технического, технологического и организационного решения. Но, в свою очередь, экономические показатели добычи и переработки углей во многом зависят от природных и технологических факторов и от конъюнктуры рынка. Поэтому экономические факторы при управлении качеством продукции угольной промышленности могут быть как определяющими (критериальными), так и вторичными (оценочными).

Доминирующими для уровня качества угля являются природные и экономические условия, определяющие принципиальные технические и технологические решения. Вместе с тем, уровень технологии горных работ существенно влияет на экономические результаты. Развитие геотехнологий создает предпосылки снижения уровня влияния природных факторов на качество угля (селективная выемка, совершенствование схемы внутришахтного транспорта и др.).

Таблица 4

ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ,
ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ КАЧЕСТВО УГЛЯ ПОСЛЕ ДОБЫЧИ

Группа факторов	Основные факторы
Природные	Марка угля и его петрографический состав Строение угольного пласта Зольность и содержание серы в угольных пачках и прослойках Условия залегания пласта Изменчивость показателей качества угля в пределах шахтного поля и отдельных пластов Физико-механические свойства угольного пласта и вмещающих горных пород
Технологические (включая технические и организационные)	Эксплуатационные границы угольных пластов Последовательность и порядок отработки запасов угля Способ вскрытия и подготовки запасов угля к добыче Уровень концентрации горных работ Система разработки и ее параметры Способ отбойки угля Рабочие параметры очистного оборудования Количество действующих очистных забоев Схема и организация работы внутришахтного транспорта Наличие технологического комплекса по выборке породы Использование технологий усреднения Способ контроля качества угля в процессе добычи Использование технологий обогащения
Экономические	Цены на уголь и угольные концентраты Ценность угля, определяемая его марочным составом Себестоимость добычи и переработки (обогащения) угля Требования к качеству Механизм стимулирования за качество угля

В практике угледобычи кроме отмеченных природных, технологических и экономических факторов на качество продукции угольной промышленности могут существенно влиять организационные, социальные, политические и иные причины. Нередко добывают уголь с качеством ниже экономически целесообразного в условиях дефицита на топливо, с целью обеспечения энергетической независимости и энергетической безопасности государства в экстремальных условиях, либо из-за несовершенного механизма корректировки цен в зависимости от качества или кризиса неплатежей за отгруженную продукцию.

Характерной особенностью продукции угольной промышленности является ее разовое и многоцелевое использование. В связи с этим различают следующие категории качеств угля: теоретическое, потребительское и интегральное.

Теоретическое качество ископаемых углей определяется совокупностью их объективных свойств, таких как петрографический состав, химический состав, теплотворная способность, физико-механические и технологические характеристики. Производной этой качества является промышленное качество, представляющее собой комплекс таких свойств углей, которые могут быть полезно использованы на современном уровне развития технологий, использующих продукцию угольной промышленности.

Потребительское качество односторонне оценивает свойства продукции угольной промышленности, рассматривая ее лишь с позиций конкретного потребителя, основываясь на его уровне технологии и экономики. Каждое предприятие-потребитель заинтересовано в использовании углей высокого качества, так как собственные производственные затраты при этом сокращаются. Поэтому категория «потребительское качество» не отражает интересы общества в целом, а выгодна лишь конкретному потребителю.

В отличие от потребительского, интегральное качество определяется на основе учета показателей совокупности производств, участвующих в создании конечного продукта. Например: горнодобывающего, перерабатывающего (обогащение), металлургического, энергетического и др. В основе интегрального подхода к оценке качества продукции угольной промышленности должно лежать стремление к получению суммарного эффекта по всей цепочке смежных производств, обеспечивая тем самым минимум трудовых и материальных затрат на создание конечного продукта, а также рациональное использование ресурсов недр. Пределом повышения требований к качеству угля должно быть обеспечение минимума затрат на производство конечной продукции.

Оптимальное качество определяет такую совокупность потребительских свойств угля, которая обеспечивает в производстве конечного продукта наиболее выгодные экономические показатели по сумме затрат на добычу, обогащение и переработку конечного продукта.

Эффективность использования углей, а нередко и сама возможность их применения в различных технологических процессах, определяется не только составом и свойствами органических веществ, но также количеством и составом сопутствующих неорганических компонентов, которые в ряде технологических процессов, энергетике и при транспортировке рассматриваются как балластные и вредные примеси. Они являются также причиной загрязнения окружающей среды.

Уголь после добычи представляет собой механическую смесь угольных и породных кусков различной крупности, а также кусков промежуточных фракций и сростков.

Засорение угля посторонними фракциями обусловлено технологией его добычи и строением угольного пласта. При сложном строении угольные пачки чередуются с породными или пачками промежуточных фракций и при добыче угля перемешиваются с угольными кусками. Зольность фракций различна – для угля она равна внутренней зольности, обусловленной минерализацией угольного вещества. Иначе эта зольность называется материнской и колеблется в пределах 3…15%. Зольность промежуточных фракций составляет 25-45% и определяется степенью насыщенности угля примесями

вмещающих пород и продуктов их деструкции. Зольность сростков зависит от доли в них компонентов и их зольности и, в принципе может колебаться от зольности чистых угольных фракций до зольности породы. Зольность угольной породы колеблется в довольно широких пределах: от 70 до 92% и обусловлена степенью ее насыщения органическими веществами контактирующих с нею угольных пачек.

Наличие минеральных примесей в углях обуславливает не только повышение их зольности, но и плотности. В принципе, между зольностью угольных фракций и их зольностью имеется линейная зависимость. Зольность угля, т.е. массовая или весовая доля негорючего остатка после сжигания угольного вещества, обусловлена минеральными примесями в углях.

Минеральные примеси имеют различное происхождение. В зависимости от этого они подразделяются на внутренние (внутренняя зола) и внешние (внешняя зола). Источниками внутренней золы являются различные соли, а также наносы минеральные веществ, имевшие место при накоплении растительные остатков в процессе углеобразования. Источниками внутренней золы являются попавшие в уголь при его добыче прослойки породы в угольном пласте, а также породы кровли и почвы, что обусловлено применяющимися технологии добычи угля.

К угольным относятся фракции плотностью менее 1500 кг/м^3, к промежуточным – фракции плотностью 1500-1800 кг/м^3 и к породным – фракции плотностью более 1800 кг/м^3.

Отделение породных фракций от угольных осуществляется по различию их плотности. В практике углеобогащения для этих целей применяют гравитационные методы сепарации, основанные на различии взаимодействия с жидкой средой кусков разделяемых минералов, имеющих различную плотность и крупность. Наибольшее распространение для крупных классов угля получила сепарация в тяжелых средах, осуществляемая в магнетитовых суспензиях. Для мелких классов – гидравлическая отсадка, реализуемая в колеблющемся в вертикальном направлении с заданной амплитудой и частотой потоке воды, что приводит к расслоению (стратификации) обогащаемого материала по плотности. Для шламов (частиц крупностью менее 0,5 мм) используют флотацию, основанную на различии смачиваемости угольных и породных частиц, либо гидравлическую классификацию, с помощью которой от угольных шламов отделяют илистую высокозольную фракцию, образовавшуюся при разрушении породы, например, при ее размокании.

В результате получают обогащенный продукт (концентрат) и отходы. Продукты обогащения характеризуются следующими показателями:

– выход – массовая или весовая доля продукта, выражаемая в долях единицы или процентах;

– содержание одного или нескольких компонентов, для каменных углей это, чаще всего, зольность и содержание серы.

При заданной зольности концентрата его выход, как следует из уравнения баланса продуктов обогащения, составляет:

$$\gamma_к = \frac{A_п - A_к}{A_п - A_0},$$

где $A_0, A_к, A_п$, соответственно, зольность исходного (рядового) угля, концентрата и породы (отходов).

Соотношение фракций плотности в необогащенном угле и их зольность предопределяют выход концентрата и формируется технологией его добычи и строением пласта.

Если пласт имеет мощность h, а высота захвата добычного комбайна превышает мощность пласта и составляет h_3, то мощность присечки пород кровли составит $h_п = h_3 - h$.

При сложном строении угольного пласта, т.е. когда он включает m чистых угольных пачек с зольностью A_i^d и плотностью δ_i, а также *n* прослойков промежуточных или породных фракций с зольностью A_j^d и плотностью δ_j, его материнская зольность или пластовая зольность составит:

$$A_{пл} = \frac{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i A_i^d + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j A_j^d}{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j},$$

а зольность добытого угля:

$$A_0 = \frac{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i A_i^d + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j A_j^d + h_n \delta_n A_n^d}{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j + h_n \delta_n}.$$

Особенностью месторождений каменных углей, расположенных на территории Украины является большая глубина залегания, малая мощность угольных пластов и их сложное строение. Эти факторы предопределяют относительно высокую себестоимость добычи и большую зольность горной массы. В зависимости от этих условий, а также с учетом влияния дефицита топлива, социально-экономических проблем шахтерских регионов фактическая зольность горной массы колеблется в пределах 35…55%. Поэтому, исходя из изложенных требований потребителя к качеству угольной промышленности, практически весь добываемый уголь должен повергаться обогащению.

Поскольку выход концентрата определяет объем готовой угольной продукции, то его величина предопределяет экономические показатели угледобычи. При прочих равных условиях выход концентрата снижается при повышении зольности обогащаемых углей, обусловленном повышением содержания внешней золы за счет вмещающих пород.

Прибыль, получаемого от продажи тонны концентрата определяется разностью цены концентрата $P_к$ и его себестоимости $C_к$, т.е. $P = P_к - C_к$.

Прибыль, получаемая с тонны переработанного рядового угля пропорциональна выходу концентрата, т.е. массовой или весовой доли его от исходного продукта обогащения: $P_0 = \gamma_k P = \gamma_k (P_к - C_к)$.

Себестоимость угольного концентрата $C_к$ определяется отношением расходов на приобретение топлива $C_у$, его транспортирование и обогащение $C_{об}$ к тонне готовой продукции – угольного концентрата, т.е.:

$$C_к = \frac{C_у + C_{об}}{\gamma_k} 100, \text{ грн/т}$$

В связи с тем, что фактические показатели отгружаемой угольной продукции отличаются от прейскурантных (нормативных), фактическая стоимость 1 т угольной продукции определяется с учетом скидок и приплат по следующим формулам.

Продукция для топливно-энергетического производства

$$Ц_Э = Ц_{ПЭ}\left[1 + 0{,}025\left(A^d_П - A^d_Ф\right) + 0{,}013\left(W_П - W_Ф\right)\right], \text{ грн/т,}$$

где $Ц_{ПЭ}$ – прейскурантная цена на угольную продукцию для энергетики, грн/т;

$A^d_П$, $A^d_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения зольности угольной продукции, %;

$W_П$, $W_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения влажности угольной продукции, %;

0,025 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение зольности угольной продукции из расчета 2;5% прейскурантной цены за 1% изменения содержания золы;

0,013 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение влажности угольной продукции из расчета 1,3% прейскурантной цены за 1% изменения содержания влаги.

Продукция для коксохимического производства

$$Цк = Ц_{ПК}\left[1 + 0{,}025\left(A^d_П - A^d_Ф\right) + 0{,}02\left(W_П - W_Ф\right) + 0{,}05\left(S_П - S_Ф\right)\right], \text{ грн/т,}$$

где $Ц_{ПК}$ – прейскурантная цена на угольную продукцию для коксования, грн/т;

$A^d_П$, $A^d_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения зольности угольной продукции, %;

$W_П$, $W_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения влажности угольной продукции, %;

$S_П$, $S_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения содержания серы в угольной продукции, %;

0,025 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение зольности угольной продукции из расчета 2,5% прейскурантной цены за 1% изменения содержания золы;

0,02 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение влажности угольной продукции из расчета 2,0% прейскурантной цены за 1% изменения содержания влаги;

0,05 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение содержания серы в угольной продукции из расчета 5% прейскурантной цены за 1% изменения содержания.

Отметим, что указанные коэффициенты скидок и приплат могут меняться в зависимости от экономических условий и технологий использования угольной продукции.

Таким образом, на основе выполненного анализа можно сделать следующие выводы.

Качество добываемых каменных углей обусловлено природными свойствами ископаемых углей, горно-геологическими условиями и горно-технологическими факторами добычи. Каменные угли месторождений Украины по своим показателям, определяющим качество, не уступают другим месторождениям мира, кроме повышенного содержания серы.

Одним из важнейших факторов, определяющих теплотворную способность и технологическую пригодность каменных углей, является их зольность, слагающаяся из внутренней и внешней золы. Внутренняя зола обусловлена природными факторами, которые относятся к неуправляемым. Внешняя – к горно-технологическим и экономическим, которые являются управляемыми или частично управляемыми.

Снижение содержания внешней золы возможно за счет соответствующих технологий добычи и отделения от угля балластных примесей на обогатительных фабриках. Угольная промышленность Украины имеет обогатительные фабрики с суммарной мощностью, превышающей современный уровень добычи.

Обогащенный уголь имеет более высокие потребительские свойства и даже при существующих экономических условиях и сложившихся ценах, украинские угли могут быть конкурентоспособными. Однако уровень качества должен быть экономически обоснован для каждого вида угольной продукции. В большинстве случаев удовлетворительное качество достигается при полном отделении засоряющих породных фракций с получением концентратов с зольностью, равной зольности беспородной массы, что соответствует мировой практике.

Доминирующим фактором повышения экономических показателей угледобычи является зольность рядовых углей, рациональный уровень которой должен обосновываться с учетом факторов, определяющих себестоимость угольной продукции и требований ее потребителей. Поэтому нормирование зольности рядовых углей должно базироваться на новых принципах, учитывающих не только горно-геологические условия добычи, но и их марочный состав, последующие технологии обогащения, требования рынка угольной продукции.

Список литературы

1. Вугілля кам'яне та антрацит для пиловидного спалювання на теплових електростанціях. Технічні умови. ДСТУ 40083-2002. – Київ: Держстандарт України, 2002. – 9 с.

2. Еремин И.В., Броновец Т.М. Марочный состав углей и их рациональное использование: Справочник. – М.: Недра, 1994. – 254 с.

3. Марченко М.Г., Филиппов В.М. Стандартизация и нормирование качества углей. – М.: Недра, 1977. – 247 с.

4. Пилов П.И., Шаров А.И., Пилова Е.П. Технолого-экономическая модель обоснования качества угля для энергетики// Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – №3. – С.161-165.

5. Пилов П.И., Пилова Е.П. Технолого-экономическое обоснование качества каменных углей для энергетики//8-й международный семинар «Уголь в металлургии и энергетике». – Ялта. – 2002. – с.40-52

6. Пилова Е.П. Улучшение экономических показателей производства угольных концентратов для энергетики за счет повышения их качества/ Институт экономики промышленности НАН Украины. Экономика промышленности //Сборник научных трудов. – Донецк. – 2002. – С. 373-281.

7. Пилова Е.П. Анализ факторов, определяющих качество каменных углей при добыче// Науковий вісник НГУ. – №8. – 2004. – с. 23-25

8. Положение об организации взаимоотношений между шахтами (разрезами) и обогатительными (брикетными) фабриками Минуглепрома Украины. ДОНУГИ. Утверждено приказом Министра угольной промышленности Украины от 17 сентября 1996. – Киев, 1996.

9. Справочник по обогащению углей. Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткин, Л.С. Зарубина. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1984. – 614 с.

10. Чернявский Н.В. Топливные потери при поставках на ТЕС необогащенного и обогащенного угля. Экотехнологии и ресурсосбережение, 2000. – №5. – С. 3-7.

11. Синякович Б.Г., Чернявский Н.В. Энергетический уголь Украины: соотношение цены и качества//Энергетика и электрификация. – №12. – 2004. – С. 37-40.

УДК 622.273.23

© П.Н. Должиков, П.А. Солоп,
А.В. Никифоров

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ В ДЛИННЫХ ЛАВАХ

Розглянуті проблемні питання вуглевидобутку в довгих лавах.

Рассмотрены проблемные вопросы угледобычи в длинных лавах.

The problem questions of the coal mining are considered in long wall.

В настоящее время с целью повышения объемов угледобычи и сокращения подготовительных работ многие шахты увеличивают длину лавы. При этом уровень технических и экономических показателей шахты в значительной степени зависит от эффективной и непрерывной работы длинных очистных забоев. Бесперебойность работы лав зависит от многих факторов и не может быть обеспечена в период демонтажа очистного оборудования из отработанной лавы, транспортирования его на новое место и монтажа в новом очистном забое, что резко сказывается на уровне ТЭП шахты. Это подтверждается графиком (рис. 1) изменения среднесуточной угледобычи по шахте «Комсомольская» в период демонтажа-монтажа очистного механизированного комплекса, в длинной лаве №318.

Ежедневно на украинских угольных шахтах, отрабатывающих пологонаклонные пласты, находятся в работе 420-425 комплексно-механизированных очистных забоев, из которых около 40% постоянно находятся на стадии «демонтаж-монтаж». Таким образом, проблема снижения трудоемкости, материалоемкости и общего времени демонтажно-монтажных работ в длинных очистных забоях весьма актуальна.

Исходя из основных принципов технологии подземной разработки полезных ископаемых процессы выемки угля в длинном очистном забое мало чем отличается от выемки в «стандартных лавах» (180-200 м), однако существуют некоторые особенности.

С целью повышения объемов угледобычи на шахте «Комсомольская» была введена в эксплуатацию длинная лава №318 – 300 м. Лава работает в условиях пласта h_{10}: средняя мощность пласта – 1,35 м; характеристика вмещающих пород $А_1$, $Б_1$, $П_3$; уголь падения – 3-6^0. Лава имеет следующее оборудование: механизированный очистной комплекс 2КД-90; скребковый конвейер СП-26У; два комбайна 1К101.

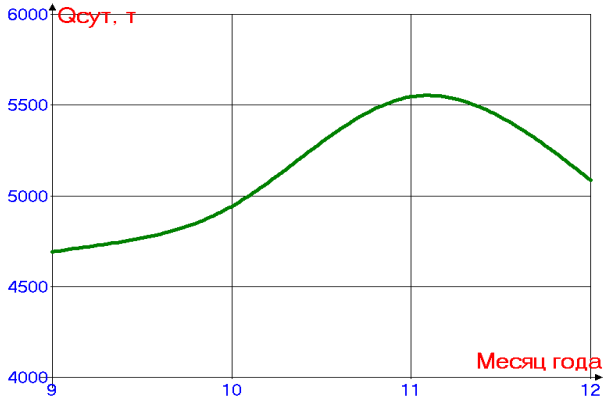


Рис. 1. Среднесуточная добыча по шахте «Комсомольская» за 4 месяца 2007 года

С целью снижения потерь времени на «монтаж-демонтаж» очистного оборудования была предложена, на наш взгляд, эффективная схема ведения очистных работ. Первоначально планировалось транспортировать демонтированные секции мехкрепи на площадках по 8-му конвейерному ходку вниз до разрезной печи лавы №318 (рис. 2). Но в ходе отработки лавы № 317 наблюдалось усиление горного давления на крепь ходка, поэтому удержать конвейерный ходок в надлежащем состоянии не удалось, что стало причиной невозможности транспортирования секций по 8-му ходку. В связи с этим, транспортная цепочка значительно увеличилась. Из-за этой и ряда других причин перемонтаж оборудования составлял более 45 суток.

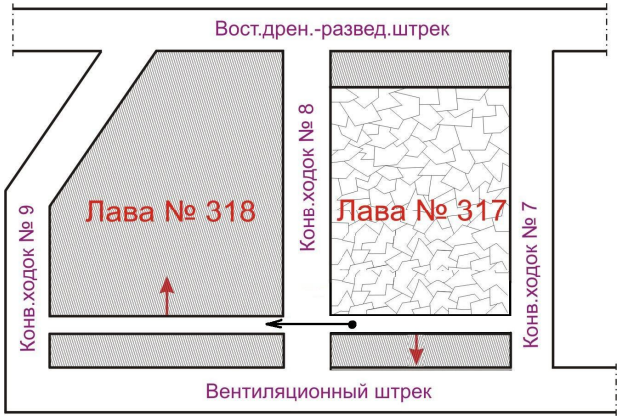


Рис. 2. Предлагаемая схема взаимного расположения лав и направления транспортирования демонтированного оборудования

Наиболее рационально производить перемонтаж комплекса, когда демонтажная камера находится напротив монтажной. При этом необходимость в транспортировании очистного оборудования по выработкам отпадает. Это достигается чередующимися изменениями направления выемки столбов пласта, сопряженными лавами по восстанию (падению). То есть, рекомендуется лаву №317 отрабатывать по падению, а лаву №318 – по восстанию пласта. Такое пространственное планирование горновыемочных работ приведет к тому, что при полной отработке запасов лавы №317 демонтажная камера окажется напротив разрезной печи лавы №318. Такая схема перемонтажа исключает необходимость транспортирования оборудования на дальние расстояния, что значительно уменьшает временные и экономические затраты на демонтаж-монтаж. Предварительные расчеты показали, что по предлагаемому варианту демонтажно-монтажные работы 24-27 суток.

После монтажа при отработке лавы проводились исследования и были выявлены следующие технические и организационные проблемы:

1. Увеличение длинны лавы влечет за собой большую энергетическую нагрузку на электрическое оборудование.
2. Увеличивается расстояние при передвижении рабочих на рабочее место (особенно это касается операторов мехкомплекса).
3. Затрудняется доставка материалов и ремонтного оборудования в лаву.
4. При возникновении задымленности надо проделать гораздо больший путь к выходу из лавы (т.к. передвижение людей в лаве затруднено в силу особенностей работы).
5. При возникновении проблем с техникой затруднена быстрая организация по их устранению.
6. Увеличивается износ тяговой цепи конвейера.
7. Увеличивается нагрузка на тяговую цепь комбайна.
8. Увеличивается расход рабочей жидкости для работы секции механизированной крепи.
9. При большей длине лавы гораздо труднее поддерживать ее прямолинейность.
10. Проявляются особенности распределения горного давления в очистном забое и на концевых участках, особенно в начальный период отработки (при генеральном обрушении).

Однако, несмотря на все выявленные проблемы, среднесуточная добыча угля из лавы составляет 2700-3500 т/сут. Также в этой лаве применена двухкомбайновая выемка угля.

Увеличение времени на снятие полоски угля и применение второго комбайна в качестве нишевыемочной машины позволяет своевременно подготавливать верхнюю нишу для задвижки верхней приводной станции к линии забоя. Тем самым не допускается отставание верхней приводной станции, что является частой проблемой при механизированной выемке.

Внедрение рациональных форм труда при выполнении процессов в лаве с перемещением рабочих вслед за комбайном, а именно рассредоточение их по «паям» (6 паев по 30 секций, 10 нижних и 10 верхних секций обслуживают операторы приводных станций конвейера с помощниками), позволяют снизить физическую нагрузку.

Качественное планирование работ по ремонту и техническому обслуживанию механизмов и оборудования, а также выполнение этих работ высококвалифицированными и опытными рабочими приводят к тому, что появилась возможность сократить время на ремонт и обслуживание и, тем самым, увеличить время на выемку угля.

Планограмма работ в лаве №318 представлена на рис. 3.

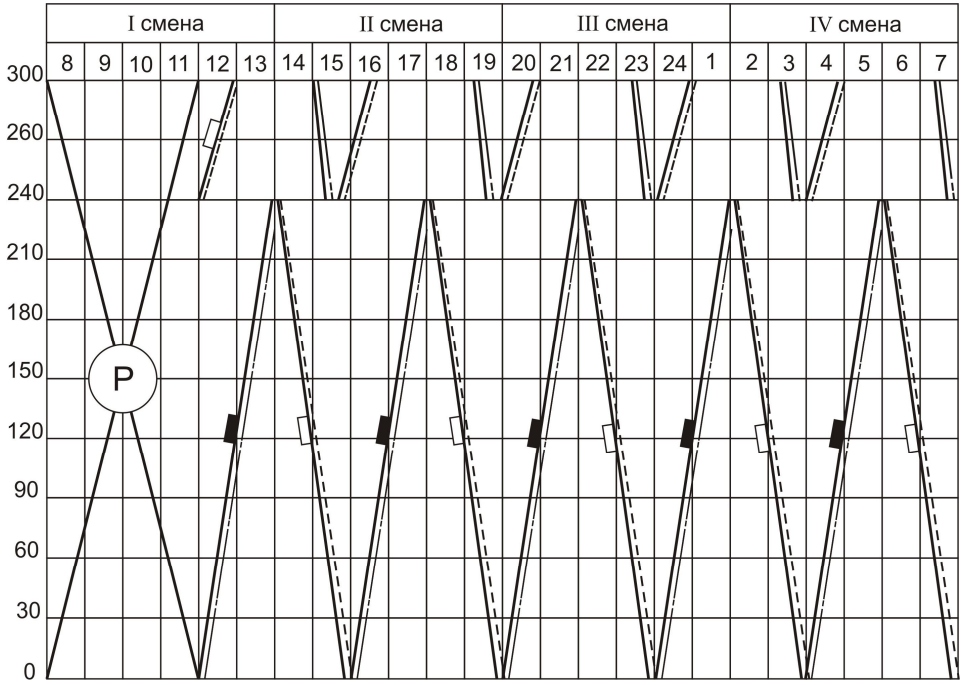


Рис. 3. Планограмма работ в лаве №318

– движение комбайна по врубу; – движение комбайна по зачистке;
– передвижка секций мехкрепи; – передвижка конвейера;
– ремонтные работы

Наряду с этим предложены и реализованы новые технические решения. Для создания необходимого расхода рабочей жидкости для работы секций механизированной крепи (одновременная работа секциями нескольких паевых) в составе энергопоезда поставлено две маслонасосных станций типа СНТ-32 параллельнбоподключенных к маслонапорному трубопроводу.

Для обеспечения прохода отбитого угля под основным комбайном (нижней) на верхнем комбайне поставлены шнеки разного диаметра. Верхний шнек Ø1 м против Ø0,8 м. А для большего измельчения отбитого угля основным комбайном диаметр шнека (Ø1 м) увеличили путем наварки резцедержателей на основные резцедержате-

ли, при этом уменьшили расстояние между ними.

Таким образом, реализованная технологическая схема ведения очистных работ в длинной лаве позволила существенно увеличить угледобычу и сократить удельный объем подготовительных работ. Однако необходимо отметить перспективность применения другого оборудования в подобных длинных лавах.

Так применение в данной лаве комбайна с разнесенными рабочими органами (РКУ, 2ГШ200, УДК) вместо двух 1К101 позволило бы на порядок увеличить суточную добычу угля.

Так как, во-первых, освобождаются рабочие, которые управляют вторым комбайном; во-вторых, отпадает необходимость подачи электроэнергии на второй комбайн, что влечет за собой устранение гибкого кабеля из лавы; в-третьих, уменьшается количество необходимых запасных частей и узлов комбайна. А также, в виду своих конструктивных особенностей, комбайны с разнесенными шнеками обеспечивают лучшую проходимость отбитого угля.

Таким образом, выполненный анализ технологических и организационных проблем при угледобыче в длинных лавах позволяет своевременно разработать технические и организационные мероприятия по устранению возникающих сложностей и тем самым обеспечить безопасность ведения работ и высокие среднесуточные нагрузки на очистной забой, что в целом резко повышает ТЭП работы угольной шахты.

Список литературы

1. Монтаж и демонтаж очистных механизированных комплексов угольных шахт: Монография / А.Ф. Борзых, А.М. Кузьменко, В.И. Сафонов, В.Д. Рябичев. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 265 с.

2. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых / Бондаренко В.И., Кузьменко А.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко Н.М., Почепов В.Н. // Учебник для вузов. – Д.: Полиграфист, 2003. – 708 с.

УДК 622.834.52:622.831.031

© М.В. Филатьев, Н.И. Антощенко, С.Л. Сятковский

ПРОЯВЛЕНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В РАЗНЫЕ ПЕРИОДЫ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ПОДРАБОТАННЫХ ПОРОД ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розглянуто ряд актуальних задач, що пов'язані з проявом гірничого тиску на різних стадіях розвитку і затухання процесів зрушування і ущільнювання порід при відпрацюванні вугільних пластів. Запропоновано єдиний методологічний підхід до послідовного встановлення факторів, що визначають гірничий тиск по мірі розвитку очисних робіт у шахтному полі. Встановлені критерії, що визначають закінчення процесів зрушування і ущільнювання підроблених порід.

Рассмотрен ряд актуальных задач, связанных с проявлением горного давления на разных стадиях развития и затухания процессов сдвижения и уплотнения пород при отработке угольных пластов. Предложен единый методологический подход к последовательному установлению факторов, определяющих горное давление по мере развития очистных работ в шахтном поле. Установлены критерии, определяющие окончание процессов сдвижения и уплотнения подработанных пород.

There have been considered some current tasks, connected with mining pressure on different stages for the process of intensification and slowing down of moving up and packing the rock under the mining of coal beds. It was suggested the general methodological approach to the correct fixing of factors, determined the mining pressure in the process of the mining working in the mine field. There have been determined the criteria determined the ending of the processes of moving up and packing of the rocks.

В настоящее время при эксплуатации угольных месторождений накоплен значительный опыт решения многих задач, связанных с проявлением горного давления. Как правило, их решение сводится к рассмотрению влияния тех или иных факторов на отдельных стадиях развития горных работ. К кругу решения таких задач относятся:

– выбор места расположения и расчет несущей способности крепи капитальных и подготовительных выработок;

– выбор и расчет крепи очистных забоев;

– обоснование способа управления кровлей очистных выработок;

– защита и безопасная подработка водных и других объектов и сооружений на дневной поверхности;

– прогноз и управление газовыделением из выработанных пространств эксплуатируемых и отработанных выемочных участков;

– установление условий восстановления выбросоопасных свойств подработанных пластов;

– прогноз и предупреждение динамических и газодинамических явлений при ведении горных работ;

– определение времени восстановления исходного природного состояния (полного или частичного) подработанных пород и земной поверхности.

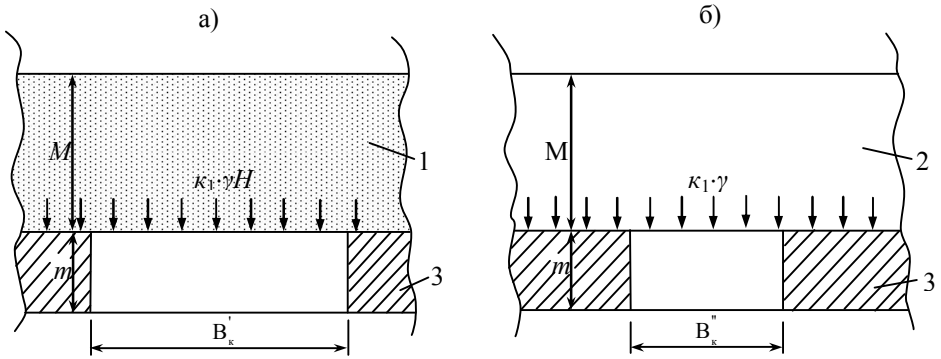


Рис. 1. Схема к определению соотношения прочностных свойств слоя порода-мост и критической ширины протяженной выработки: а) – для более прочного слоя порода-мост (песчаника); б) – для менее прочного слоя порода-мост (глинистого сланца); 1, 2 – слой порода-мост соответственно песчаника и глинистого сланца; 3 – разрабатываемый пласт; M *– мощность слоя порода-мост;* m *– вынимаемая мощность разрабатываемого пласта;* γ *– средний удельный вес вышележащих пород;* H *– глубина залегания слоя порода-мост;* κ_1 *– коэффициент, учитывающий воспринимаемую нагрузку вышезалегающими слоями пород (*$\kappa_1 \le 1$*);*

$B_к' > B_к''$ *– соотношение критических размеров выработок, соответственно для более и менее прочных слоев порода-мост*

Это далеко не полный перечень актуальных задач, которые появляются при эксплуатации угольных месторождений. Необходимость и последовательность их решения возникает по мере подготовки шахтного поля к отработке, развития и затухания горных работ, ликвидации последствий их вредного влияния на земную поверхность и окружающую среду. Решение каждой конкретной задачи горного производства связано с определенным периодом проявления горного давления и сдвижением вмещающих пород и дневной поверхности. Общая продолжительность сдвижения пород, как правило, существенно превышает период времени, для которого решается конкретная задача [1]. В зависимости от степени развития горных

работ и периода проявления давления изменяются факторы и уровень их влияния на происходящие процессы.

Например, при рассмотрении вопросов защиты зданий и сооружений на дневной поверхности от вредного влияния горных работ учитывается продолжительность прохождения очистным забоем расстояния, определяемом глубиной ведения работ и граничными углами сдвижений [2, 3]. При этом во внимание не берется длительность процессов сдвижения и уплотнения подработанных пород от разрабатываемого пласта до дневной поверхности.

Идея работы состоит в использовании при решении конкретной задачи на определенной стадии развития или затухания процессов сдвижения пород факторов, ранг значимости которых может существенно изменяться при решении других задач.

Целью настоящей работы является разработка единого методологического подхода к последовательному установлению факторов, определяющих проявление горного давления по мере развития работ в шахтном поле.

С началом подготовки угольного месторождения к эксплуатации приходится решать задачи проявления горного давления в протяженных выработках (вскрывающих, подготовительных, разрезных печах и т.д.) В этих случаях важную роль играют размеры поперечного сечения выработок и свойства вмещающих пород. Если по аналогии с очистными выработками ввести понятие «порода-мост» [4], то в зависимости от его прочностных свойств можно рассмотреть схему определения критической ширины ($B_к$) протяженной выработки (рис. 1).

При превышении фактической шириной выработки ($B_ф$) ее критических размеров происходит разрушение слоя порода-мост. Увеличение размера выработки, начиная с некоторого значения (ориентировочно 40÷60 м), поведение кровли отличается от поведения ее в коротком забое [5]. Если разрушение связано с отходом очистного забоя от разрезной печи, то расчетные схемы изменятся в связи с потерей одной опоры (рис. 2).

Проявление горного давления в этом случае, в значительной степени определяется свойствами непосредственной кровли. Все породы, в той или иной степени, обладают способностью обрушаться. По этому свойству пород и возможностью управления кровлей было предложено [5] при выборе и расчете крепи очистных забоев рассматривать пять классов пород непосредственной кровли: I – легкообрушаемые; II – средней обрушаемости; III – труднообрушаемые; IV – весьма труднообрушаемые; V – склонные к плавному опусканию.

При определении горного давления на призабойную крепь во многих угледобывающих странах учитывается вес пород кровли на расстоянии 6÷8 m от разрабатываемого пласта. Как показывает практика такой подход является достаточно приемлемым при выборе и расчете крепи для движущегося очистного забоя.

Увеличение размеров выработки не затрудняет выемку угля и положительно сказывается на управлении кровлей, так как содействует более равномерному сдвижению и обрушению боковых пород вдоль линии забоя. При разных способах управления кровлей ее опускание в призабойное пространство составляет 4,5÷30,0% от вынимаемой мощности пласта [5].

Нагрузки на крепь связаны с характером опускания кровли (см. рис. 2). По мере удаления от забоя к выработанному пространству давление на крепь увеличивается. Процессы выемки угля и посадки, приводящие к резкому опусканию кровли, обычно сопровождаются усилением давления. Нагрузка на 1 м^2 призабойного пространства составляет 10,8÷45,3т [5].

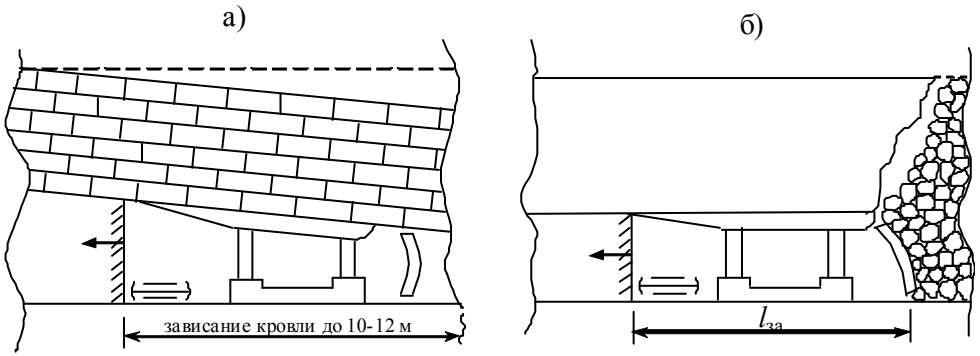


Рис. 2. Пример характерных профилей лав при отработке пластов с разными прочностными свойствами пород кровли: а) – прочная кровля [5, 6]; б) – нормально обрушаемая консоль кровли [5]; $l_{заб}$ – ширина рабочего пространства лавы; ← – направление подвигания очистного забоя

На порядок выше проявление горного давления наблюдалось в средней части выработанного пространства одиночной лавы, отрабатываемой на глубине 500-550 м. На расстоянии 32÷40 м от забоя оно достигало 560÷570 тс/м^2 [7]. Смещение кровли в этом случае равно мощности разрабатываемого пласта. Эксперименты были проведены в лаве, изолированной от выработанных пространств других выемочных участков. Очистные работы велись выше (по восстанию) на расстоянии 650м, ниже находился массив угля. Согласно [8] в таких условиях полная подработка не происходит.

При достижении очистной выработкой некоторых размеров и образовании плоского дна мульды сдвижения на дневной поверхности, давление на почву разрабатываемого пласта определяется весом подработанных пород. Его можно рассчитать по уравнению

$$P = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i \cdot h_i \,, \qquad (1)$$

где γ_i – удельный вес i-го слоя подработанных пород;

h_i – мощность i-го слоя пород;

n – количество слоев пород от разрабатываемого пласта до земной поверхности.

Удельный вес вмещающих пород изменяется в пределах 2,0-2,6 т/м^3 [9]. Средняя его величина (γ) для Донецкого бассейна составляет 2,5 т/м^3. Учитывая, что глубина разработки (H) равна сумме i-х слоев, то уравнение (1) можно представить в следующем виде:

$$P \approx \gamma \cdot H \qquad (2)$$

Согласно этому уравнению в условиях проведения эксперимента [7] при полной подработке горное давление должно находиться в диапазоне 1250÷1375 тс/м^2. В глубоких шахтах ($H > 1000$ м) при полной подработке горное давление соизмеримо с пределом прочности пород на одноосное сжатие [10], это способствует ускорению процесса уплотнения пород и восстановлению исходного природного состояния.

Практика ведения горных работ и расчет согласно схемы проявления горного давления [4] для типичных условий Донбасса ($m = 0{,}5 \div 1{,}5$ м) доказывают возможность восстановления давления в средней части выработанного пространства до величины γH при неполной подработке дневной поверхности.

Восстановление горного давления на почву отработанного пласта до значений γH возможно при отработке антрацитовых пластов на небольших глубинах (до 300 м). Подтверждением являются условия проведения штрека по выработанному пространству пласта ℓ_3 в 1986г на шахте им. газеты «Известия» производственного объединения «Донбассантрацит». Вначале выемка этого пласта была произведена в 1940 г, а затем породы были повторно подработаны в 1972 г пластом $\ell_2^в$, расположенным в почве пласта ℓ_3 на расстоянии 32м. За время, прошедшее после отработки пластов ℓ_3 и $\ell_2^в$ соответственно через 46 и 14 лет, подработанные породы уплотнились, видимые трещины не наблюдались. Выработанное пространство лавы в обычном понимании отсутствовало, а в забое подготовительной выработки вместо угольного пласта находился спрессованный слой угля толщиной около 5см, образовавшийся вследствие эксплуатационных потерь при отработке лавы по пласту ℓ_3 [11].

При ведении работ на глубине 300 м давление на почву разрабатываемого пласта в выработанном пространстве после полной подработки оценивается в 750 тс/м^2. Предел прочности вмещающих пород на одноосное сжатие в рассматриваемых условиях находился в пределах 2720÷4700 тс/м^2. Несмотря на то, что предел прочности пород значительно превышал давление, через несколько лет произошло их уплотнение в зоне беспорядочного обрушения. Это свидетельствует о необходимости учета реологических свойств горных пород, связанных с развитием их деформаций с течением времени. Явление ползучести горных пород возможно при сжимающих напряжениях, не превышающих 10% предела прочности на сжатие [12].

Совершенно по иному происходят процессы сдвижения пород в зонах, примыкающих к границе массива или целика угля с выработанным пространством. После остановки очистного забоя размеры рабочего пространства лавы практически не из-

менились через 46 лет при сгнившей деревянной крепи [11]. О возможности длительного (около 7 лет) сохранения высокой трещиноватости подработанных пород в зонах над границей массива (целика) угля с выработанным пространством свидетельствуют аномальные всплески газовыделения при отработке пласта ℓ_3 на шахте им. газеты «Известия» при надработке в 1984-1985 годах пластом ℓ_3 целиков угля, оставленных на пласте $\ell_2^в$ в 1978-1980 годах [13].

Аналогичное состояние подработанных пород наблюдалось при ведении горных работ на глубине 600м по сближенным антрацитовым пластам h_6 и h_6' на шахте им. Киселева (ПО «Торезантрацит»). В зоне полных сдвижений породы практически не отличались от неподработанных, они не имели крупноблочной структуры и полностью сохраняли слоистость. Многочисленные мелкие трещины практически не получили раскрытия. Массив в этой зоне, хотя и потерял сплошность, но сохранил полное строение без каких-либо даже мелких пустот и расслоений. В этих же условиях наблюдалась совершенно другая ситуация в зоне зависания и изгиба пород над границей выработанного пространства с целиком угля, где полости расслоения сохранили устойчивое состояние в течение 5 лет [3].

При отработке пластов с углями средней степени метаморфизма, в отличии от антрацитов, через год после остановки очистного забоя смещение пород кровли в рабочее пространство лавы составляет в среднем третью часть от мощности пласта. Через два и три года сдвижение достигает соответственно 50 и 70% от мощности пласта. Относительная величина приращения смещения тесно связана с фактором времени. Приращение смещения происходит вследствие постенного раздавливания кромки массива, а величина смещения приближается к вынимаемой мощности пласта пока не стабилизируется оседание земной поверхности. С ростом длительности процесса деформации пород изменяется ранг значимости влияющих факторов. Если на величину смещения кровли в рабочее пространство лавы остановленного очистного забоя за одни сутки глубина разработки не оказывает влияния, то через 10 суток ее влияние уже заметно, а спустя 20 суток значимость влияния фактора глубины становится определяющей [14].

Приведенные факты свидетельствуют о неодинаковой продолжительности восстановления природного состояния подработанных пород и земной поверхности в разных зонах влияния очистных выработок. Над остановленным очистным забоем и в рабочем пространстве лавы процессы сдвижения пород более длительные по сравнению с их уплотнением в средней части выработанного пространства.

На длительность этих процессов существенное влияние оказывают прочностные свойства вмещающих пород, которые определяются степенью метаморфизма углей.

Уплотняемость пород в выработанном пространстве характеризуется его аэродинамическими свойствами. В зависимости от времени обрушения пород основной кровли выработанное пространство одной лавы делится на три участка [15]:

– свежеобрушенные породы на расстоянии 50÷70 м от очистного забоя, где наблюдаются максимальные утечки воздуха;

– уплотняющиеся породы, при сравнительно малом выносе метана. Эта зона распространяется на 500÷700 м от лавы и имеет умеренные утечки воздуха;

– полностью уплотнившиеся породы, в которых объемы пустот и пор приближаются к естественной пористости и практически утечки воздуха отсутствуют.

Время уплотнения обрушенных пород с учетом их литологического состава и физико-механических свойств составляет 370÷755 суток [16]. При определении времени уплотнения исходили из предположения, что по мере подвигания очистного забоя обрушенные породы в выработанном пространстве уплотняются полосами. Длина каждой полосы равна шагу посадки основной кровли. Использование экспериментальных данных [16] возможно только при проектировании вентиляции одного эксплуатируемого или погашаемого выемочного участка, так как в рассматриваемом случае не учитывается степень уплотнения пород в выработанном пространстве ранее отработанных лав. Знание периода уплотнения пород в выработанном пространстве ранее отработанных участков необходимо при проектировании схем проветривания всего шахтного поля. Учитывая размеры выработанного пространства нескольких лав и возможную высокую степень подработанности пород, при определении времени их уплотнения необходимо учитывать глубину ведения работ и прочностные свойства пород во всей подработанной толще. При экспериментальном определении аэродинамических свойств обрушенных пород основной кровли одного выемочного участка глубина ведения очистных работ изменялась в диапазоне 350÷1100 м [15]. Полная подработка пород предполагает проявление горного давления до уровня γH. Это в определенных условиях может существенно изменить состояние пород в течение относительно небольшого промежутка времени и исключить возможность проветривания крыла шахтного поля с направлением утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав.

Следует также отметить, что практика применения схем проветривания выемочных участков с направлением утечек воздуха через выработанное пространство ранее отработанных лав при отработке антрацитовых пластов на небольших глубинах [10] указывает на сохранение высокой проницаемости выработанных пространств на протяжении периода времени, значительно превышающим рекомендации для пласта l_2^B [16]. Это свидетельствует о недостаточной изученности рассматриваемого вопроса, который требует своего решения в дальнейшем.

Теоретические и экспериментальные работы [1-8, 10-16], каждая из которых была выполнена для решения конкретной задачи, показали существенное отличие между расчетными схемами и влияющими факторами на различных этапах развития горных работ в шахтном поле и соответствующего им проявления горного давления.

Исходя из последовательности проведения выработок и очередности возникающих задач, предлагается следующий порядок рассмотрения схем проявления горного давления и изменения главных влияющих факторов.

1. При выборе и расчете крепи в горизонтальных и наклонных протяженных выработках горное давление зависит, в первую очередь, от мощности и прочностных свойств слоя порода-мост. Он передает на крепь только некоторую часть веса выше-

лежащих пород, учитываемого коэффициентом κ_1 и величиной γH (см. рис. 1). Для определения численного значения κ_1 необходимо рассматривать прочностные свойства всех вышележащих слоев и воспринимаемые ими нагрузки.

2. Если протяженная выработка попадает в зону влияния очистных работ, то давление на крепь может возрасти в несколько раз. Это увеличение связано с проявлением опорного давления впереди очистного забоя, которое связано с характером поведения кровли (см. рис. 2).

3. При прочих равных условиях состояние пород кровли и проявления давления на крепь очистного забоя существенно зависит от скорости его подвигания.

4. После остановки очистного забоя процессы сдвижения и уплотнения пород продолжаются длительные периоды времени и в конечном итоге должны приводить к восстановлению исходного природного состояния всей подработанной толщи пород. Исходя из физических процессов сдвижения пород и их уплотнения предложены возможные критерии оценки степени устранения последствий подработки очистными выработками пород и земной поверхности. Над выработанным пространством таким критерием может служить близость глубины плоского дна мульды сдвижения (η_0) через определенный промежуток времени к вынимаемой мощности пласта (m). Близость к единице отношения этих параметров будет характеризовать степень восстановления исходного состояния пород под плоским дном мульды сдвижения. Вторым критерием оценки восстановления природного состояния пород и земной поверхности может служить отношение площади мульды сдвижения в главном сечении (S_η) к площади поперечного сечения вынутого пласта (S_m).

Исходя из экспериментальных данных [3, 11] можно предположить, что отношение η_0 / m на некотором этапе восстановления природного состояния будет превышать значение S_{η_0} / S_m вследствие длительного сохранения высокой трещиноватости пород над границей массива (целика) угля и выработанного пространства. В условиях относительно небольших глубин (до 300 м) и прочных вмещающих породах призабойное пространство лавы оставалось практически неизменным через 46 лет после остановки очистного забоя [11]. Над выработанным пространством в этих условиях восстановление исходного состояния пород близкого к природному происходило через 5-14 лет.

При отработке пластов с углями средней степени метаморфизма раздавливание кромки остановленного очистного забоя происходит на протяжении нескольких лет вследствие постепенного вовлечения в сдвижение вышележащих слоев породной толщи вплоть до земной поверхности [14].

Приведенные экспериментальные данные свидетельствуют, что на восстановление природного состояния пород и земной поверхности над остановленным очистным забоем оказывают влияние, в первую очередь, прочностные свойства пород и фактор времени.

Возможные сдвижения земной поверхности после остановки очистного забоя в

зоне опасных деформаций не учитываются нормативным документом [8], поэтому данный вопрос требует дальнейшей теоретической и экспериментальной проработки.

На основании проведенных исследований и анализа литературных данных в первом приближении предлагается следующий единый методологический подход к определению проявления горного давления при решении следующих задач:

– **расчет крепи протяженных выработок вне зоны влияния очистных работ**. Главными факторами являются геометрические размеры поперечного сечения выработки, прочностные свойства вмещающих пород и наличие слоя порода-мост. Величина давления на крепь не превышает, как правило – 0,1 γH ;

– **прогнозирование состояния подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ**. Давление на крепь подготовительной выработки впереди очистного забоя может изменяться в широком диапазоне, в том числе в несколько раз превышая значение γH . Численные значения во многом зависят от поведения непосредственной и основной кровли в очистном забое;

– **определение давления на крепь очистных забоев при первичных посадках кровли.** Разрушается слой основной (непосредственной) кровли. Характер разрушения зависит от структуры и свойств вышележащих пород. Решение данной задачи актуально, в основном, при применении индивидуальной крепи, так как несущая способность современных механизированных крепей в несколько (возможно и десятков) раз превышает величину оказываемого на них горного давления, которое значительно меньше γH ;

– **начало сдвижения земной поверхности** происходит при отходе очистного забоя от разрезной печи на расстояние (0,1÷0,5) Н и как правило связано с первичной посадкой основной кровли. Меньшие значения коэффициента (0,1) характерны для условий слабых пород Западного Донбасса, а максимальные (0,5) – при отработке антрацитовых пластов и прочных вмещающих породах. На этой стадии происходит формирование полумульды сдвижения земной поверхности, которая перемещается синхронно вместе с очистным забоем. Это свидетельствует о том, что при прочих равных условиях, степень проявления горного давления на призабойную крепь зависит от скорости подвигания очистного забоя и геометрических размеров очистных выработок.

– **давление на крепь очистного забоя после посадки основной кровли** значительно меньше γH и зависит от ее свойств и скорости подвигания очистного забоя. Давление на почву разрабатываемого пласта в выработанном пространстве на этой стадии зависит как от степени подработанности, так и прочностных свойств вышележащих пород. В отдельных случаях ее значение может достигать значение γH ;

– **окончание процесса сдвижения и уплотнения пород под мульдой, образовавшейся на земной поверхности**. Длительность этих процессов связана со степенью подработанности пород, их свойствами и глубиной ведения очистных работ;

– **восстановление природного состояния пород над остановленным очистным забоем**. Главными факторами являются прочностные свойства и мощность раз-

рабатываемого пласта, глубина ведения горных работ и свойства пород.

Результаты данного доклада в первом приближении показывают широкий диапазон возможного изменения горного давления на разных стадиях развития горных работ в шахтном поле. Количественные его значения находятся от 5÷10 процентов до превышения γH в несколько раз. Практически неизученными остаются вопросы восстановления состояния подработанных пород и земной поверхности после прекращения очистной выемки, так как маркшейдерские наблюдения согласно нормативным документам прекращаются значительно раньше окончания этих процессов. Учитывая важность возможных последствий очистных работ на состояние объектов и окружающей среды на земной поверхности требуются более длительные маркшейдерские наблюдения с последующим внесением необходимых дополнений в нормативные документы.

Список литературы

1. Антощенко Н.И. Продолжительность процессов сдвижения горных пород при их подработке очистными выработками // С.-Петербург. – Вестник МАНЭБ. – 2004. – Т. 9. – №7(79). – С. 50-56

2. Сдвижение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений /Акимов А.Г., Земисев В.Н., Кацнельсон Н.Н. и др. – М.: Недра. – 1970. – 224 с.

3. Иофис М.А., Шмелев А.И. Инженерная геомеханика при подземных разработках. – М.: Недра. – 1985. – 248 с.

4. Епишев Г.П., Новичихин И.А. О возможности восстановления горного давления при неполной подработке земной поверхности // Уголь Украины. – №1. – 1981. – С. 7-8.

5. Давидянц В.Т. Совершенствование способов и средств управления кровлей на шахтах Донбасса. – М.: Недра. – 1969. – 280 с.

6. Глушихин Ф.П. Трудноуправляемые кровли в очистных забоях. – М. – Недра. – 1974. – 192 с.

7. Зборщик М.П., Назимко В.В. Определение времени активного оседания и давления пород на почву пласта в выработанном пространстве лавы// Уголь Украины. –№5. – 1979. – С. 9-11.

8. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях. МУП СССР. – М. – Недра. – 1981. – 282 с.

9. Каталог шахтопластов Донецкого бассейна с характеристикой горногеологических факторов и явлений. – М.: МУП СССР, ИГД им. А.А. Скочинского. – 1982. – 268 с.

10. Антощенко Н.И. Выбор схем проветривания газообильных выемочных участков при активизации сдвижения пород в угольных шахтах // Сб. научн. трудов НГУ. – №18. – Д.: РИК НГУ. – 2003. – С. 152-157.

11. Антощенко Н.И., Павлив М.В. Прохождение выработкой полости с газом // Безопасность труда в промышленности. – №9. – 1988. – С. 18-20.

12. Фисенко Г.Л. Предельные состояния пород вокруг выработок. – М.: Недра. – 1976. – 276 с.

13. Антощенко Н.И., Павлив М.В. Влияние целиков угля на газовыделения при отработке сближенных пластов // Уголь. – 1988. – №3. – С. 14-17.

14. Борзых А.Ф., Тыняный В.А. Смещение пород на линии остановленного очистного забоя // Уголь Украины. – №5. – 1985. – С. 12-13.

15. Милетич А.Ф. Утечки воздуха и их расчет при проветривании шахт. – М.: Недра. – 1968. – 148 с.

16. Кисиль В.С. Метод расчета метановыделения при погашении горных выработок // Уголь Украины. – №9. – 1979. – С. 39-40.

УДК 622.831.312

© В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская,
А.В. Вивчаренко, В.В. Фомичев

ВЗАИМОСВЯЗЬ НДС ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ «МАССИВ-КРЕПЬ» С ПРОЧНОСТНЫМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ БОКОВЫХ ПОРОД

Наведено результати досліджень впливу міцнісних характеристик вміщуючих пластову виробку слабких порід на НДС елементів системи «шаруватий масив-кріплення виробки» в умовах граничного й позамежного їх деформування.

Приведены результаты исследований влияния прочностных характеристик вмещающих пластовую выработку слабых пород на НДС элементов системы «слоистый массив-крепь выработки» в условиях предельного и запредельного их деформирования.

Results of researches influence powerfull characteristics containing layer working of weak breeds on the SDC of elements system «layered massif-support working» in the conditions of limiting and their other-limiting deformation are resulted.

Анализ тенденций изменения поля напряжений и деформаций в системе «слоистый массив-крепь выработки» при разной величине предела прочности близлежащих к выработке породных слоев на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ проведен на примере глубины разработки угольного пласта $H = 400$ м, которая наиболее часто встречается в настоящее время в Западном Донбассе. Рассмотрены варианты, в которых модуль деформации всех близлежащих к выработке породных слоев одинаков и имеет минимальное значение $E_i^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа.

Наиболее важной для шахт Западного Донбасса составляющей оценки устойчивости пластовых выработок – величина пучения пород почвы. Картина сдвижения углевмещающей толщи в полость выработки представлена на векторной эпюре полных перемещений (рис. 1), направление которых задано соответствующей стрелкой, а величина определяется длиной этой стрелки. Следует отметить качественное соответствие полученной векторной эпюры с представлениями, развитыми в работе [1]:

– четко прослеживается механизм так называемого «выдавливания» пород почвы выработки за счет действия опорного давления в ее боках;

– в почве пласта, в том числе и под стойками рамной крепи, происходит интенсивное перемещение породы в плоскости напластования, что приводит к деформированию стоек рамы и снижению ее устойчивости;

– максимальное перемещение почвы в полость выработки имеет место в ее центральной части, что и наблюдается на практике;

– процесс пучения распространяется на глубину, существенно превышающую технологически приемлемую длину анкеров, так что закрепить замки анкеров в устойчивых породах почвы не представляется возможным и требуется новый подход к повышению устойчивости почвы.

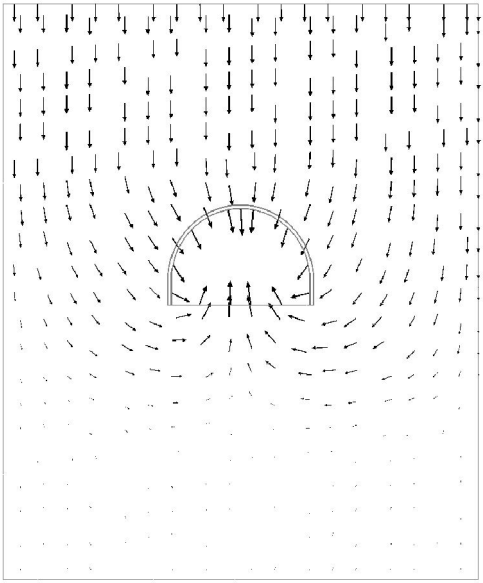


Рис. 1. Векторное представление эпюр полных перемещений углевмещающих породных слоев в окрестности пластовой выработки

Таким образом, исследуемая модель качественно отражает геомеханические процессы пучения почвы в пластовой выработке, пройденной в слоистом массиве слабых пород.

В первую очередь проанализировано влияние прочностных характеристик $\sigma_{сж}$ и $\sigma^{0}_{сж}$ полной диаграммы деформирования близлежащих породных слоев [2] на величину вектора их полного перемещения (см. рис. 1).

На глубине расположения пластовой выработки $H = 400$ м в предельное и запредельное состояние (по критерию $\sigma \geq \sigma_{сж}$, где σ – приведенные напряжения полосы) могут переходить как породные слои в целом, так и некоторые их области. Это обусловливает наличие как общих (независимо от величины $\sigma_{сж}$, где σ – приведенные напряжения породы), так и отличительных черт в эпюрах полных перемещений системы «слоистый массив-крепь выработки» (рис. 2 и 3).

Общие черты эпюр полных перемещений сводятся к следующему:

– вертикальные перемещения в кровле выработки изменяют направление в ее боках в пределах 40...60° к плоскости напластования, а в почве штрека направление перемещений изменяется от 0° под опорами стоек рамы до 90° в районе вертикальной оси выработки; активизация процесса пучения почвы выработки происходит при переходе значительного объема пород (особенно породных слоев почвы пласта) в запредельное состояние на стадии разрыхления;

– процесс перемещения породы в полость выработки затрагивает и второй породный слой почвы пласта, расположенный на глубине пяти метров от него; поэтому пучение почвы выработки нельзя рассматривать как локальное явление в прикон-

турных породах, нейтрализация которого должна осуществляться методами управления НДС системы «слоистый массив-крепь выработки» в направлении его минимизации;

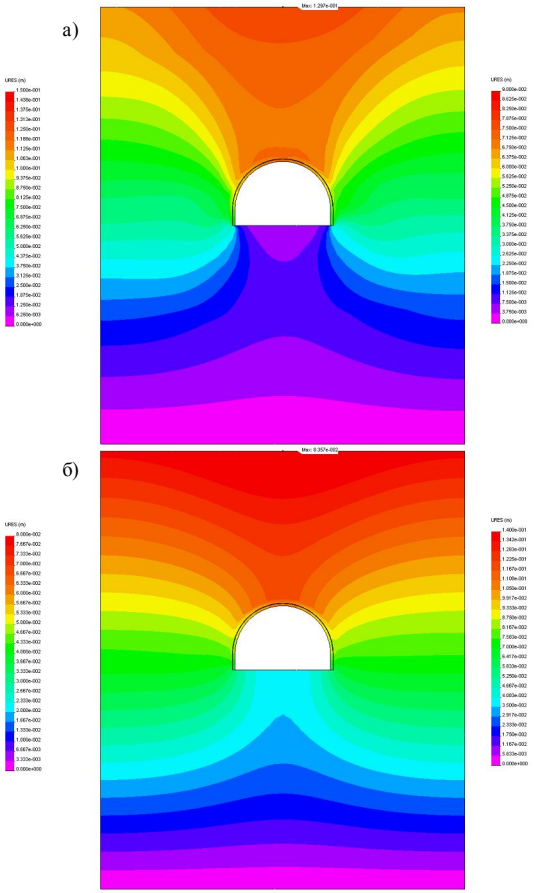


Рис. 2. Эпюры полных перемещений в модели на глубине H = 400 м для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №1; б – №18

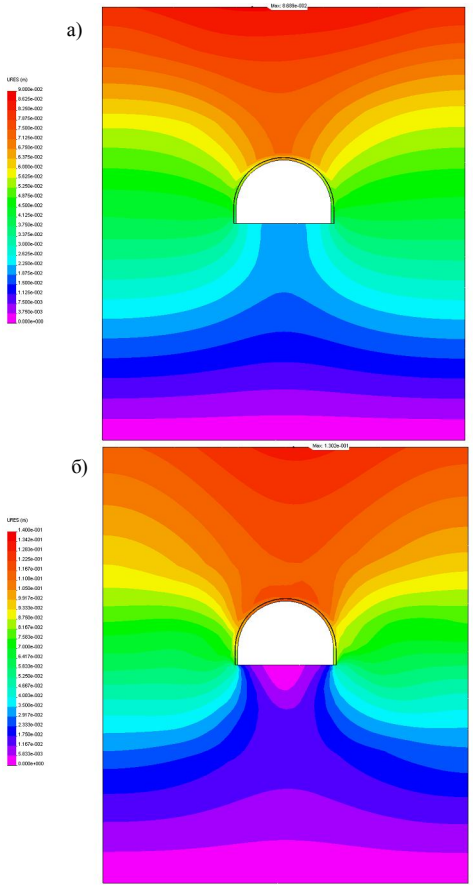


Рис. 3. Эпюры полных перемещений в модели на глубине H = 400 м для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №7; б – №10

– качественные картины эпюр перемещений подобны: во втором и третьем породных слоях кровли происходят практически вертикальные перемещения массива, которые затрагивают и первый слой кровли пласта, но только в центральной области свода выработки и на границе модели; в промежутке между этими областями происходит изменение направления перемещения пород первого слоя кровли, которое интенсифицируется в угольном пласте и в породных слоях почвы за пределами вертикальных границ выработки и приближается к горизонтальному; в боках выработки

возникает подобие полуэллипсов эпюр перемещений с большей осью, вытянутой в плоскости напластования; в почве пласта качественная эпюра перемещений (хотя гораздо меньшей величины) в значительной степени является «зеркальным» отображением относительно угольного пласта перемещений в кровле, но преимущественно вертикальная направленность в полость выработки имеет место только в районе ее вертикальной оси.

Анализ эпюр полных перемещений в модели выявил и отличительные черты, связанные с разными прочностными характеристиками близлежащих породных слоев углевмещающей толщи:

– величина перемещений в своде выработки (преимущественно перпендикулярное направление к плоскости напластования) тем больше, чем меньше предел прочности породных слоев на одноосное сжатие. Так, в варианте №1 ($\sigma_{сж} = 5$ МПа для всех близлежащих породных слоев) величина смещений составляет $U = 960...1310$ мм, тогда как в варианте №18 ($\sigma_{сж} = 20$ МПа), $U = 160...260$ мм. Также обращает внимание некоторое влияние (на глубине разработки 400 м) прочностных характеристик второго пласта кровли: при увеличении в четыре раза ($\sigma^{K}_{сж}$)$_2$ (с 5 до 20 МПа) в варианте №10 по сравнению с вариантом №1 смещения снизились до 740...930 мм; в диаметрально противоположном варианте №7, когда ($\sigma^{K}_{сж}$)$_2$ снижается в четыре раза с 20 до 5 МПа (по сравнению с вариантом №18), смещения в кровле штрека увеличиваются на 31...33%;

– величина перемещений в боках выработки (по высоте стойки рамы направление перемещений составляет $40^{o}...60^{o}$ к плоскости напластования) существенным образом зависит от прочностных характеристик только первых слоев кровли и почвы пласта. При сравнении граничных вариантов №1 и №18 ($\sigma_{сж}$ увеличивается в четыре раза) полное смещение в боках выработки снижается в 4,75...5,91 раза. Влияние ($\sigma^{K}_{сж}$)$_2$ в исследуемом диапазоне не превышает 17,5%;

– в почве выработки в ее центральной части смещения (преимущественно перпендикулярные к плоскости напластования) не превышают 63 мм (вариант №18) и 1050 мм (вариант №1) при $H = 400$ м;

– смещения породы в районе опор стоек рамы имеют направление, практически совпадающее с плоскостью напластования, и в меньшей степени зависят от прочностных характеристик породных слоев непосредственной кровли. Величина смещений в варианте №1 в 2,9...4,1 раза выше, чем в варианте №18, где прочностные характеристики слоев увеличены в четыре раза. Влияние второго породного слоя кровли по-прежнему мало и не превышает 23,5%.

Из проведенного анализа влияния прочностных характеристик близлежащих слоев на величину смещений породного контура пластового штрека следует основной вывод о преимущественном влиянии на смещения породного контура выработки прочностных характеристик первых породных слоев кровли и почвы пласта и весьма

умеренном влиянии прочностных характеристик второго породного слоя кровли.

Обобщенная оценка состояния рамной крепи проведена по величине приведенных напряжений σ и их сравнении с полной диаграммой деформирования стали Ст5 (применяемой для изготовления спецпрофиля СВП) с учетом площадки текучести и участка упрочнения стали до величины временного сопротивления σ^{B} [3].

Таблица

ВАРИАНТЫ РАСЧЕТНОГО ПРЕДЕЛА ПРОЧНОСТИ НА ОДНООСНОЕ СЖАТИЕ БЛИЗЛЕЖАЩИХ ПОРОДНЫХ СЛОЕВ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕЙ ТОЛЩИ

Вариант	$(\sigma_{сж}^{п})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_2$ МПа	Вариант	$(\sigma_{сж}^{п})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_2$ МПа	Вариант	$(\sigma_{сж}^{п})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_2$ МПа
1	5	5	5	10	5	5	20	19	5	20	10
2	5	10	5	11	10	5	20	20	10	20	10
3	5	20	5	12	10	10	20	21	20	20	10
4	10	10	5	13	5	10	20	22	5	5	10
5	20	10	5	14	5	20	20	23	10	5	10
6	10	20	5	15	10	20	20	24	20	5	10
7	20	20	5	16	20	5	20	25	5	10	10
8	20	5	5	17	20	10	20	26	10	10	10
9	10	5	5	18	20	20	20	27	20	10	10

Для варианта №1 (см. табл.) пониженных прочностных характеристик всех близлежащих породных слоев наблюдается (рис. 4, а) достаточно однородная эпюра распределения σ по контуру рамы: интервал колебаний σ изменяется от 245 до 278 МПа. Максимальное значение $\sigma = 305$ МПа имеет место на границе опоры стойки рамы с опорной плитой и обусловлено контактными напряжениями в весьма ограниченной области. Некоторое повышение σ происходит в замке свода рамы и в прямолинейной части ее стоек. Такое достаточно равномерное распределение σ объясняется, на наш взгляд, двумя причинами:

– во-первых, в варианте №1 практически весь породный массив в окрестности штрека находится в предельном состоянии с повышенными деформационными свойствами, за счет которых возникающие на допредельной стадии концентрации нагрузок на раму сглаживаются и происходит более-менее равномерное «обжатие» рамы по ее контуру;

– во-вторых, сам материал рамы (сталь Ст5) во многих сечениях по ее контуру находится в напряженном состоянии, соответствующему площадке текучести; воз-

никающие при этом пластические шарниры в данных сечениях благодаря своей существенной деформируемости перераспределяют поле напряжений в раме в направлении сглаживания концентраций напряжений и загружения недогруженных участков ее контура.

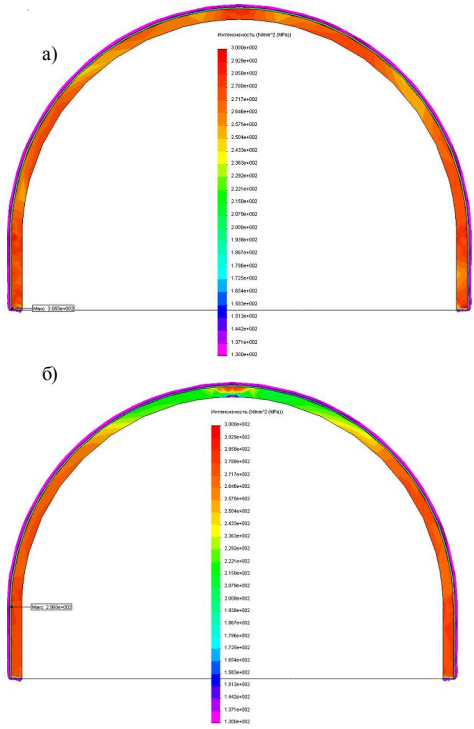


Рис. 4. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи (Н = 400 м) для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №1; б – №18

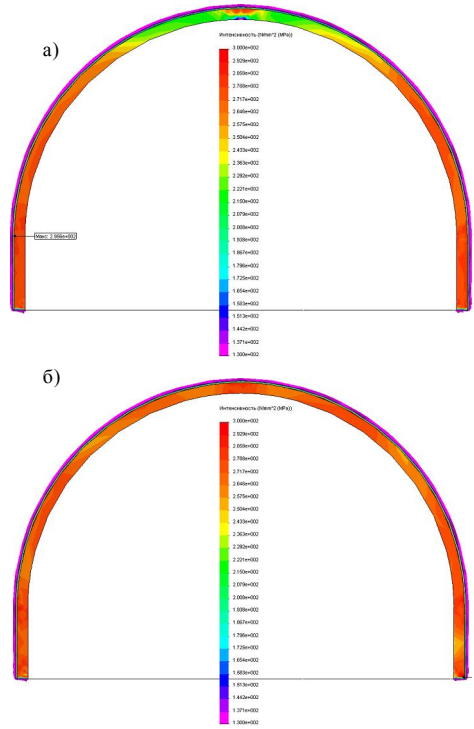


Рис. 5. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи (Н = 400 м) для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №7; б – №10

Для варианта №18 повышенных прочностных характеристик всех близлежащих породных слоев наблюдается (рис. 4, б) более высокая степень неоднородности эпюры распределения σ по контуру рамы от 180 МПа до 283 МПа. Максимум $\sigma = 296$ МПа располагается вверху прямолинейной части стойки рамы и указывает на ее пластический изгиб (296 МПа > $\sigma_т$) в полость выработки под воздействием косонаправленных перемещений приконтурных пород в ее боках и практически горизонтальных перемещений под опорами стоек рамной крепи. Величина максимума σ в варианте №18 меньше такового для варианта №1 всего на 3%. Это обусловлено предельным состоянием рамной крепи в обеих вариантах независимо от прочностных характеристик близлежащих породных слоев (в интервале $\sigma_{сж} = 5...20$ МПа),

когда резко увеличенная деформационная способность стали на площадке текучести и начальном участке упрочнения не вызывает каких-либо существенных изменений напряжений.

Отличия эпюр σ в варианте №18 и №1 касаются в основном свода выработки, где относительно пониженная величина $\sigma = 210...250$ МПа в варианте №18 обусловлена, на наш взгляд, допредельным состоянием приконтурных пород кровли. В замке свода наблюдается интенсивный изгиб рамы, качественно подобный эпюре σ при допредельном деформировании системы «слоистый массив-крепь штрека», что также объясняется приведенными выше причинами.

Изменение прочностных характеристик второго породного слоя кровли в четыре раза (варианты №7 и №10) практически не влияет на эпюры распределения σ в рамной крепи (рис. 5):

– все качественно-количественные характеристики эпюр σ имеют несущественные колебания;

– максимумы σ располагаются в одних и тех же областях, а их значения отличаются не более чем на 0,1...0,2%.

Таким образом, из анализа НДС рамной крепи вытекают два основных вывода, обусловленные предельным (или близким к нему) состоянием ее материала в большинстве сечений контура:

– во-первых, прочностные характеристики второго породного слоя кровли не оказывают сколь-нибудь заметного влияния на напряженное состояние рамной крепи;

– во-вторых, прочностные характеристики первых породных слоев кровли и почвы оказывают существенное влияние на эпюру распределения приведенных напряжений и координаты расположения их максимумов; сама величина максимума σ изменяется незначительно.

Список литературы

1. Черняк И.Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок. – М.: Недра, 1973. – 237 с.

2. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 1. Допредельная стадия деформирования системы «порода-крепь» /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2006. – 172 с.

3. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982. – 479 с.

ЗМІСТ

Сургай Н.С. Уголь – главный энергоноситель в Украине! 7
Півняк Г.Г., Бондаренко В.І., Салов В.О. Алгоритм формування інтегрованих навчальних планів підготовки фахівців з гірництва 13
Вивчаренко А.В., Лядецкий А.Н. Интенсивная отработка тонких угольных пластов в горно-геологических условиях Западного Донбасса 18
Бондаренко В.И., Грядущий Ю.Б., Ковалевская И.А., Симанович Г.А. Методика исследования влияния поперечного сечения пластовой выработки вида крепи на перемещения ее контура 23
Римарчук Б.И. Проблемы разработки месторождений железных руд Кривбасса подземным способом в современных условиях 30
Косарев В.В., Стадник Н.И., Косарев И.В., Вассерман И.Г., Непомнящий А.Л. Адаптация оборудования высокопроизводительных очистных комплексов для работы в сложных горно-геологических условиях 35
Кузьменко О.М., Рябічев В.Д., Козлов О.А., Хейло О.В. Планування розвитку гірничих робіт з обмеженими параметрами шахтних полів для реалізації інтенсифікації видобування вугілля 48
Ильяшов М.А., Агафонов А.В. Применение двухфазных высоконапорных струй для устранения выбросоопасных угольных пластов 55
Никонец В.И. Современные проблемы марганцеворудных предприятий Украины и пути их решения 62
Пилов П.И. Анализ факторов, обеспечивающих качество продукции угольной промышленности 67
Должиков П.Н., Солоп П.А., Никифоров А.В. Технологические и организационные проблемы при добыче угля в длинных лавах 83
Филатьев М.В., Антощенко Н.И., Сятковский С.Л. Проявление горного давления в разные периоды развития процесса сдвижения подработанных пород при выемке угольных пластов 88
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Вивчаренко А.В., Фомичев В.В. Взаимосвязь НДС элементов системы «массив-крепь» с прочностными характеристиками боковых пород 99
Бузило В.И., Кошка А.Г., Сердюк В.П., Наливайко Я.М., Дяченко А.П. Формирование качества добываемого угля при отработке пласта сложного строения 106
Мартынов А.А., Бойченко В.Н., Яковенко А.К., Орищак В.А. Концептуальные направления в решении проблемы регулирования микроклимата в глубоких шахтах 111
Ступнік М.І., Паранько І.С. Вплив ураженості геологічного середовища на технологію підземної розробки залізорудних родовищ 122
Окалелов В.Н. Исследование характера изменения протяженности горных выработок с течением времени работы шахты 129
Власов С.Ф., Сидельников А.А. Обоснование параметров объемного моделирования массива горных пород вокруг очистной и подготовительных выработок 139

Гайко Г.И., Касьянов В.А., Заев В.В. Расчет параметров коллекторной топливно-энергетической системы, основанной на подземном сжигании угольных пластов 149
Дичко А. Інформаційні технології у польському гірництві – від ідей до практичної реалізації 156
Голинько В.И., Яворская Е.А., Лебедев Я.Я. Оценка эффективности вентиляционных сетей марганцевых шахт 167
Кожушок О.Д., Ильяшов М.А. Математическое моделирование работы комбинированной охранной системы при поддержании выемочного штрека за лавой 185
Горова А.І., Павличенко А.В. Оцінка впливу діяльності гірничодобувних підприємств Дніпропетровської області на стан здоров'я населення 194
Ковалевская И.А., Черватюк В.Г., Симанович Г.А. Влияние геомеханических параметров углевмещающего массива на перемещения рамной крепи в зоне прохода людей 208
Бокий Б.В. Разработка комплексной системы извлечения метана из подрабатываемого углепородного массива и исследование её эффективности 215
Бондаренко В.И., Русских В.В., Зубко А.Н., Зубко С.А. Опыт применения программного обеспечения «Singleblast» в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» 234
Пономаренко П.И. Расчет смещений контура поперечного сечения и размеров зон неупругих деформаций вокруг выработки 241
Халимендик Ю.М., Бруй А.В., Сарвас Е.В. Проявления горного давления в выработках с опорно-анкерным креплением шахты «Степная» 248
Светкина Е.Ю. Активация алюмосиликатов путем виброударного нагружения 255
Гребенкин С.С., Рябичев В.Д., Перепелица Б.А. Геомеханические особенности расчета и выбора пространственно-технологических параметров щитовых крепей для отработки крутых угольных пластов 265
Кузьменко А.М., Фурман А.И., Зубко А.Н., Усатый В.Ю. Эффективность применения самоходного оборудования при подземной разработке рудных месторождений 270
Ярош Я. Некоторые проблемы ликвидации каменноугольных шахт в Польше 276
Табаченко Н.М., Дычковский Р.Е., Фальштынский В.С., Лапко В.В. Современный подход к рентабельной разработке тонких угольных пластов 287
Кровяк А. Экономическая оценка запасов каменного угля с учетом горно-геологических условий эксплуатации 300
Хоменко О.Є. Ядерно-паливна енергетика України: учора, сьогодні, завтра 321
Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л. Анализ горно-геологических, горнотехнических условий проходки и разработка технологических решений по взрывозащите вертикальных стволов подземного рудника «Удачный» АК «Алроса» 329
Салли В.И., Салли С.В. К вопросам полноты извлечения и корпоративной отработки запасов угля 338

Ковалевская И.А., Черватюк В.Г., Дяченко А.П. Тенденции изменения поперечного сечения пластовой выработки в зависимости от геомеханических параметров углевмещающей породной толщи 345
Denić M., Đukanović D., Stjepanović M. Aktuelno stanje i razvojne mogućnosti podzemne eksploatacije uglja u Republici Srbiji 350
Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю. Методологія виявлення законів і закономірностей гірничої науки 359
Должиков П.Н., Солоп П.А., Кобзарь Ю.И. Исследование устойчивости горных выработок на участках интенсивного водопритока 368
Кузьменко А.М., Беликов И.Б. Обеспечение надежности систем разработки угольных пластов в экстремальных ситуациях 375
Шепелевич В.Д. О продолжительности уплотнения пород под плоским дном мульды сдвижения при выемке угольных пластов 381
Халимендиков Е.Н. Оценка влияния скорости подвигания очистного забоя на состояние призабойной зоны по результатам ретроспективного геомеханического анализа 387
Ковалевская И.А., Почепов В.Н., Мамайкин А.Р. Экспериментальные исследования перемещений опор стоек крепи пластовой выработки 392
Черняк В.І. Шляхи формування політики антикризового менеджменту вугледобувної галузі України в сучасних умовах 398
Кузьменко А.М., Петлеваный М.В. К вопросу подбора составов твердеющей закладки при разработке рудных залежей на больших глубинах 406
Гребенкин С.С., Зензеров В.И., Гребенкина А.С., Шипунова И.В. Выбор методики и расчет устойчивости и направленности передвижения секций механизированной крепи на наклонных угольных пластах 412
Стопкович А. Возможности оценки риска возникновения обрушения кровли в шахтах 423
Тимощук В.І., Демченко Ю.І., Загрищенко А.М., Шерстюк Є.А. Визначення ролі техногенних складових в порушенні геомеханічної стійкості територій, розташованих в зоні впливу об'єктів гірничого виробництва 437
Табаченко Н.М., Дычковский Р.Е., Фальштынский В.С. Новые способы утилизации низкопотенциальной теплоты на шахтах 441
Płonka M. Measurements of load of power supports on caving longwalls 449
Коровяка Е.А., Пугач И.И., Астахов В.С., Катульский А.С. Перспективы утилизации метано-воздушной смеси из системы дегазации в условиях шахты «Добропольская» 458
Мельник В.Б., Авдиенко И.Г. Опыт работы ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса» 472
Фальштинський В.С., Дичковський Р.О., Станьчик К., Свядровські Є. Газифікація вугільних пластів у шахтних умовах 477
Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. Управление напряженным состоянием охранной полосы выемочной выработки 486

Wrana A., Walentek A., Pakura A. Evolution in the underground transport systems used in the polish mining industry in the light of results obtained from a survey performed in the framework of the project «MINTOS» 497
Ганкевич В.Ф., Коцупей А.Н. Проблемы изнашивания деталей горнодобывающего оборудования и изыскание методов повышения надежности и долговечности колесных пар шахтных вагонов 506
Кононенко М.М. Удосконалення технології кріплення нарізних виробок у зонах впливу очисного простору 514
Гайдай А.А. Исследование гранулометрического состава и его влияние на процесс окускования угольных шламов при адгезионно-химической технологии 525
Saługa P., Sobczyk J. Szacowanie stopy dyskontowej dostosowanej do ryzyka dla projektów eksploatacji węgla kamiennego w zależności od stopnia rozpoznania złoża 532
Савельева Т.С., Савельев В.А., Яворский В.Н. Обоснование параметров камер специального назначения для размещения подземных обогатительных фабрик с использованием численных методов теории упругости 546
Островский И.Р., Сирик В.Ф., Ганкевич В.Ф., Луцык А.С., Шарафутдинов Ф.М. Буровые штанги для проходческих комбайнов 554
Фелоненко С.В. Влияние параметров резания на величину удельной энергоемкости разрушения угля комбайном КА80 566
Марченко О.О. Впровадження методики визначення економічної доцільності вилучення запасів вугілля проектними інститутами та вугільними шахтами 577
Тимошенко Є.В. До питання підвищення ефективності відпрацювання тонких вугільних пластів 583
Хоменко О.Е., Владыко А.Б., Кононенко М.Н., Мальцев Д.В. Использование современных INTERNET-технологий в популяризации горнорудного дела Украины 589
Муха О.А., Пугач І.І. Обгрунтування можливості утилізації метану за умов підвищення ефективності дегазації шахти 594
Мальцев Д.В. Изучение напряженно-деформированного состояния массива урановых руд термодинамическим методом 600
Мищенко Г.Я. Применение нанотехнологии при защите от износа промышленного оборудования 615
Моссур А.П. Влияние процессов гидратообразования на проявления горного давления в отрабатываемых угольных пластах 622
Сведения об авторах 627

УДК [622.012.2-503.55:681.3.06](043.5)

© Н.С. Сургай
Герой Украины

УГОЛЬ – ГЛАВНЫЙ ЭНЕРГОНОСИТЕЛЬ В УКРАИНЕ!

Обґрунтовано значення Вугілля для економіки країни, виконано аналіз сучасного стану вугільної промисловості України, окреслено необхідні кроки для виходу з кризи, відзначено провідну роль науки для відродження і розвитку вугільної галузі.

Обосновано значение Угля для экономики страны, выполнен анализ современного состояния угольной промышленности Украины, очерчены необходимые шаги для выхода из кризиса, отмечена ведущая роль науки в возрождении и развитии угольной отрасли.

The value of Coal is grounded for the economy of country, the analysis of the modern state of coal industry of Ukraine is executed, steps are outlined for an exit from a crisis, the leading role of science is marked for a revival and development of coal industry.

Сегодня, если не все, то большинство, понимают, что Уголь – главный и даже безальтернативный энергоноситель в стране, гарант её энергетической, экономической, политической, государственной и духовной независимости. Поэтому, Уголь и только Уголь спасёт Украину, если Украина спасёт Уголь!

Казалось бы, в такой высококвалифицированной аудитории как участники III Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки-2009» излишне напоминать об этом. Тем не менее, на фоне истерии по поводу газовой трубы и агрессивных действий газового лобби, перешедшего в наступление на всех фронтах, в условиях экономического кризиса, когда с упорством, достойным лучшего применения, на каждом шагу средства массовой информации твердят об убыточности угольной отрасли, невостребованности угля, и что истинный героизм заключается не в добыче «чёрного золота» и «хлеба промышленности», а в умении хоть как-то его сбыть, повторять непреложные истины приходится вновь и вновь!

В последнее время участились попытки за счёт безосновательных нападок в адрес науки отвлечь внимание от истинных причин (и виновников) аварий и техногенных катастроф, зачастую с масштабными трагическими последствиями. В средствах массовой информации беспрерывно муссируются разглагольствования о бессилии науки, о незнании на современном этапе её развития природы многих явлений, непредсказуемости поведения горного массива на большой глубине, об уча-

стившихся случаях не прогнозированного теорией уникального стечения обстоятельств (совместного наступления большого числа маловероятных независимых событий). А следует говорить, к сожалению, в какой степени внедрены многие апробированные и заслужившие высокую оценку научные достижения отечественных учёных и специалистов, как соблюдаются элементарные нормы техники безопасности, выполняются необходимые технологические мероприятия, используются имеющиеся средства обеспечения безопасности. Каков уровень производственной дисциплины, развития организации труда и нарядной системы. Следует хотя бы раз провести объективное расследование причин аварии и довести его до конца. Честно ответить, наконец, обществу и себе самим, почему так происходит. Необходимо чётко уяснить, что уголь нужен нам, но не любой ценой! Нельзя далее пассивно наблюдать за бесстыдной дезинформацией общества.

Отрадно, что даже в крайне неблагоприятных современных условиях, когда наука финансируется по принципу «остатки от остатков»; отток и «естественная убыль» её кадров достигли катастрофического запределья; когда она беспардонно шельмуется во всех средствах массовой информации, как уже отмечалось выше, в плане своей «бесплодности» и «бессилия» в предупреждении постоянно повторяющихся трагедий, с ужасающей регулярностью уносящих жизни многих десятков и, даже, сотен горняков; здоровые силы общества сумели самоорганизоваться, предпринять собственные шаги по поддержке научного сопровождения угольной отрасли, основать «Школу подземной разработки», на высочайшем уровне провести уже две научно-практические конференции, собраться в этом очаровательном уголке Крыма для проведения настоящей, III Международной. Третья – это уже традиция!!! А традиции можно только совершенствовать, но никак нельзя утрачивать. И глядя из года в год на качественно и количественно усиливающийся состав участников, расширение географии их представительства, многообразие рассматриваемой проблематики и неуклонное углубление её проработки, можно не сомневаться в перспективном будущем «Школы». Земной поклон и большое шахтёрское спасибо за это её организаторам и, в первую очередь, руководителю – профессору Владимиру Ильичу Бондаренко.

Угольная отрасль необыкновенно наукоёмка. Любое наращивание объёмов добычи, каждый из рекордов или достижений при всем уважении к силе, выносливости, железной воле и профессиональным навыкам рекордсменов – прямое следствие научного сопровождения: развития техники, технологий, организации труда. Символично, что первым в мировой истории международным научным обществом стало именно «Общество горного дела», созданное по инициативе венского учёного-минеролога Игнаца фон Борна на съезде ведущих металлургов и горняков Европы в г. Склене-Тёплице (бывшая Австро-Венгрия, современная Чехия) в 1786 г. Общество объединяло свыше 140 учёных – «друзей и покровителей горного дела для быстрейшего распространения полезных знаний». Общество просуществовало до 1791 г., когда Европа втянулась в продолжительные войны.

То же таки научное сопровождение предопределяло прогресс отечественной угледобычи на протяжении всей её истории. И к тому же украинская наука всегда по праву занимала видное место и в царской России, и в бывшем Союзе. Как, кстати, по

объёму добычи и Донбасс, который продолжительное время оставался всероссийской и всесоюзной «кочегаркой».

А сегодня число занятых в науке в угольной отрасли Украины уменьшилось по сравнению с 1991 г. более чем в 6 раз, и нарушена связь поколений, нет притока молодых кадров, некому передать несметные богатства интеллектуальной собственности, при таком подходе страна может «утратить разум».

Но и в таких условиях достижения отраслевой науки неоспоримы.

К ним относятся прогрессивные технологии, методы, средства и оборудование нового технического уровня, часто превосходящего по своим показателям достижения мировой науки, а то и вовсе не имеющее аналогов в мировой практике, а именно:

– механизированные высокопроизводительные комплексы для добычи угля;

– ресурсозберегающие средства, способы крепления и охранительные конструкции капитальных горных выработок;

– гидроимпульсные выемочная и буровая установки для безлюдной добычи угля и ликвидации аварийных ситуаций на пластах крутого падения;

– система локализации взрывов газа и пыли в горных выработках (СЛВАШ);

– современные материалы и технологии безопасного ведения буро-взрывных работ (ингибиторные порошки и пластические забивки);

– методы и средства сжигания низкосортного топлива в циркулирующем кипящем пласте;

– методологические основы управления надежностью функционирования шахты как единого технологического комплекса с техникой нового уровня и компьютеризированной системой управления, следование которым позволяет превратить обычную шахту с типичными для Донбасса горно-геологическими условиями в бездотационное, высокопроизводительное, прибыльное и социально-перспективное угольное предприятие;

– способы и средства вентиляции;

– проходческий комбайн с системой орошения высокого напора и комбайн, оснащенный манипулятором с высокопроизводительной буровой установкой;

– шахтный изолирующий самоспасатель;

– сигнализатор метана, соединенный с главным светильником;

– методы дегазации пластов;

– способы продления срока эксплуатации стационарного оборудования;

– масса других технологий, методов и образцов новой техники.

Перечень далеко не исчерпывающий и ни с какой точки зрения не претендующий на полноту – я легко могу его продолжать сколько угодно. Сюда, по праву, можно причислить и многие из разработок, признанных лучшими на II Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки-2008», уверен – немало будет таких и среди представленных в этом году.

Конечно, приятно самозабвенно заниматься решением конкретной научной проблемы, когда на любом этапе результаты, как говорится, налицо. Однако, когда отрасль находится в глубочайшем кризисе, необходимо время от времени рассматривать и картину в целом, определять неотложные шаги по возрождению угольной промышленности. Я позволю себе несколько слов именно в этом плане.

Об угле говорят много, но, к сожалению, мало что делается. Я вспоминаю разработку и принятие ещё в 1994 г. первой «Программы развития угольной промышленности и социальной сферы шахтёрских регионов на период до 2005 г.», так называемой программы «Вугілля». Её выполнение в полном объёме обеспечивало бы энергетические и другие потребности народного хозяйства страны, но было сорвано. Затем последовали «Программа реформирования и финансового оздоровления предприятий угольной промышленности Украины на 2000 г.» в 1999, Программа «Українське вугілля» в 2001, утвержденная 15 марта 2006 г. Распоряжением Кабинета Министров №145 «Энергетическая стратегия Украины на период до 2030 года и дальнейшую перспективу», содержащая и угольный раздел, и, наконец, Концепция развития угольной промышленности.

Слов нет – все эти документы, подкреплённые законодательно, могли бы способствовать возрождению отрасли, но финансовая составляющая неизменно подводила. А ведь «жадный платит дважды».

Специалистам хорошо известна формула успеха в Угле – это фронт⇒техника⇒люди.

Рассмотрим каждую составляющую и убедимся, что отрасль переживает глубокий системный кризис.

Фронт. Когда нет самого предмета труда, всё остальное бесполезно. Кое-кто любит поговорить, что Союз оставил нам здесь плохое наследство. Однако, судите сами. В 1991 г. мощность шахтного фонда составляла 195 млн. т, в работе было более 1300 лав, проходили 1500 км горных выработок. Приводить рядом современные показатели просто стыдно. Потери ужасающи! Положение могут исправить строительство и реконструкция шахт. Взять хотя бы пример 60-х годов, когда ежегодно строилось 30-35 шахт. А сегодня одну – единственную новостройку – шахту №10 «Нововолынская» строят и никак не сдадут в эксплуатацию почти 20 лет. Преступно разрушен буроугольный комплекс страны. И хотя здесь собрались подземщики, не вспомнить об этом нельзя. Тем более, что и там всё начиналось аналогично: добытый открытым способом уголь, с помощью которого всегда и везде получали самую дешёвую в мире электроэнергию, вдруг перестал пользоваться спросом. Позор!

Техника. Мощнейшее угольное машиностроение, увы, отрасли уже не принадлежит. В результате такой «самостоятельности» стоимость комплекса нового поколения достигла 50 млн. грн. Скажите, при каком финансовом состоянии и размере дотации его сможет приобрести шахта.

Люди. «Гвардия Труда» в настоящее время, несмотря на принятый Закон Украины «О престижности шахтёрского труда», пребывает в униженном состоянии: неудовлетворительные зарплата и подготовка новых кадров привели к тому, что отрасль в значительной степени держится на пенсионерах. В ещё большей степени это относится к отраслевой науке.

К этим факторам я бы ещё прибавил организацию производства, **управление отраслью**. Угольная промышленность уже почти двадцать лет стабильно пребывает в состоянии смены руководства и реконструкции. По моему мнению, пора поставить точку и прекратить всякие разговоры об очередной новой структуре управления. Слишком много принесли вреда и породили безответственности предыдущие по-

пытки, проводившиеся по принципу «нехай гірше, аби інше». Трёхзвенная система управления МУП⇒объединение⇒шахта, причём шахта, наделённая правом хозяйственной деятельности – имеет многолетний позитивный опыт применения, и «от добра – добра не ищут!»

Я нарисовал довольно мрачную, но реалистическую картину.

Что же делать.

Конкретные предложения подавались неоднократно. Собственно и все шесть Программ развития угольной промышленности последнего 15-летия были, в общем-то, верными.

Прежде всего, следует определиться, сколько угля нам необходимо, и обеспечить чёткие платежи за него.

При решении проблемы «фронта» надо использовать опыт строительства «комсомольских» шахт и разрешить частным инвесторам строить на выходах запасов шахты малой мощности.

Это всё необходимые, но не достаточные условия достижения успеха. Нельзя забывать и о собственной ответственности, быть самокритичными, решительно изживать имеющиеся кое-где иждивенческие настроения, совершенствовать нарядную систему и общую организацию производства в отрасли. Смею заметить, что начинать всё же нужно с НЭПа. Имею ввиду не «новую экономическую политику», а «наведение элементарного порядка».

Ещё один аспект. Ни в коем разе не забывать о роли научного сопровождения отрасли и поднятии престижности труда учёного. И здесь власть предержащие должны чётко уяснить: все предлагаемые меры необходимы не для продления жизни в науке нескольким сотням уцелевших учёных, а для сохранения перспектив отрасли в целом, спасения её от окончательной ликвидации, сохранения преемственности поколений и предотвращения гибели несметных богатств интеллектуальной собственности, обеспечения эволюционного развития угольной промышленности вместо полного её развала с неизбежным последующим мучительным восстановлением «с нуля».

Уважаемые коллеги! Хочу также отметить, что чрезмерные упования на приватизацию могут принести лишь разочарование, как это уже было с непродуманной реструктуризацией и огульным закрытием шахт.

Да и при условии решения задачи обеспечения предметом труда («фронт») надо осознавать, что работать система будет лишь при установлении цен на уголь, объективно отражающих затраты общественно полезного труда на его добычу, и при необходимой господдержке. Возродим отрасль, тогда возродим и экономику страны – основу жизненного уровня народа. Будет тепло и свет в каждом доме.

Дорогие друзья! Пройдёт немного времени, улягутся страсти, государство и общество поймут значимость угольной промышленности для экономики страны, но люди никогда не простят тех, кто безразлично, а порой и вредно относился к судьбе угля.

И пускай судьбоносный шанс возрождения угольной промышленности станет явью, а мотивированный, производительный труд шахтёров и постоянная забота государства о развитии угольной отрасли станут тому гарантом.

Верю в Уголь и точно знаю, что вера в победу – половина победы, и что победа может придти и за минуту до поражения. Но за это нужно постоянно сражаться. Каждому из нас. И в первую очередь лучшей части движущей силы прогресса, славным представителям авангарда отраслевой и академической науки, участникам III Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки-2009».

© Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко
В.О. Салов

АЛГОРИТМ ФОРМУВАННЯ ІНТЕГРОВАНИХ НАВЧАЛЬНИХ ПЛАНІВ ПІДГОТОВКИ ФАХІВЦІВ З ГІРНИЦТВА

Запропоновані принципи формування інтегрованих програм навчальних дисциплін і планів з гірництва. Розроблена методика дає можливість навчального навантаження за ступенями вищої освіти та поступове нарощування складності рівня навчального матеріалу.

Предложены принципы формирования интегрированных программ учебных дисциплин и планов по горному делу. Разработанная методика дает возможность учебной нагрузки за степенями высшего образования и постепенное наращивание сложности уровня учебного материала.

Principles of forming of the computer-integrated programs of educational disciplines and plans are offered in mining sphere. The developed method enables and gradual increase of complication of level of educational material after the degrees of higher education educational material.

1 Загальні питання

Закон України «Про вищу освіту» регламентує різноманітні траєкторії ступеневої підготовки фахівців з вищою освітою, в тому числі навчання за скороченим терміном на базі освітньо-кваліфікаційного рівня молодший спеціаліст.

Випускники вищого навчального закладу першого рівня акредитації, які здобувають освіту за освітньо-кваліфікаційним рівнем молодший спеціаліст мають право продовжити навчання за освітньо-кваліфікаційним рівнем бакалавр спорідненого напряму підготовки у вищих навчальних закладах III-IV рівнів акредитації за інтегрованими навчальними планами.

Основна вимога до інтегрованих навчальних планів – забезпечення якості підготовки фахівців згідно з державними освітніми стандартами.

Досвід підготовки фахівців з гірництва свідчить, що складання інтегрованих навчальних планів для наступного освітньо-кваліфікаційного рівня освіти шляхом формального співставлення назв і обсягів дисциплін вадить якості підготовки фахівців

Освітньо-кваліфікаційні характеристики (ОКХ) та освітньо-професійні програми (ОПП) підготовки молодших спеціалістів та бакалаврів розробляються різними робочими групами МОН України, в різний час та фактично не узгоджені за змістом та об-

сягом навчальних дисциплін. Цей факт не дає можливості скоротити терміни навчання бакалавра на базі ОПП молодшого спеціаліста відповідно до законодавства.

Науково-методична комісія МОН України з гірництва на стадії формування стандартів вищої освіти нового покоління вирішувала задачу адаптації ОПП молодших спеціалістів та бакалаврів і обґрунтування змісту інтегрованих програм навчальних дисциплін.

2 Принцип формування інтегрованих програм навчальних дисциплін

Інтегрована освітньо-професійна програма підготовки бакалавра на базі освітньо-професійної програми молодшого спеціаліста формується з:

– дисциплін базової ОПП бакалавра;

– дисциплін, що співпадають за змістом та обсягом з дисциплінами ОПП молодшого спеціаліста;

– інтегрованих навчальних дисциплін (співпадає за змістом та обсягом певний модуль).

Програма дисципліни визначає нормативний зміст навчання з дисципліни, встановлює обсяг та рівень засвоєння знань за видами навчальних занять та самостійної роботи згідно з вимогами освітньо- професійної програми підготовки.

Для скорочення терміну підготовки бакалаврів на основі попереднього навчання за освітньо-професійною програмою молодшого спеціаліста враховують структуру компетенцій (умінь), що має набути фахівець в період навчання.

Розрізняють основні та похідні компетенції фахівця [1]. На базі основних компетенцій фахівця формується перелік навчальних дисциплін у форматі «основна компетенція – навчальна дисципліна». Програма кожної навчальної дисципліни містить навчальні цілі, відповідні змістові модулі, та обсяг навчальної дисципліни. Навчальні цілі дисципліни мають бути адекватними похідним компетенціям фахівця.

Дисципліни гуманітарної підготовки формують соціально-особистісні та загальнокультурні компетенції фахівців.

Дисципліни природничо-наукового циклу забезпечують фундаменталізацію теоретичних знань і формують загальнонаукові компетенції.

Дисципліни професійно-практичного циклу забезпечують теоретичну підготовку та здобуття практичних умінь і навичок за вибраною спеціальністю і формують професійні компетенції.

Загальний критерій визнання тих чи інших модулів попередньої освіти - забезпечення освітнього рівня та рівня професійної діяльності, що здобуваються (табл. 1).

Розподіл часу на засвоєння змістового модуля необхідно визначати з урахуванням рівня сформованості компетенцій, що вимагаються.

Кожному освітньому рівню законодавством визначений відповідний рівень професійної діяльності – операторський (молодший спеціаліст), експлуатаційний (бакалавр), технологічний (спеціаліст), дослідницький (магістр).

Таблиця 1

ФРАГМЕНТ ІНТЕГРОВАНОЇ ПРОГРАМИ НАВЧАЛЬНОЇ ДИСЦИПЛІНИ

Компетенція основна	Дисципліна	Компетенція похідна	Модуль	Рівень освітньо-кваліфікаційний	Час на засвоєння
Контроль якості технологічних процесів	Метрологія, стандартизація та сертифікація	Обробка вимірів	Основи теорії вимірювань	молодший спеціаліст	6
				бакалавр	6
		Розробка і впровадження стандартів	Основні положення закону України про забезпечення єдності вимірів	молодший спеціаліст	4
				бакалавр	4
		Оцінка якості продукції	Умови здійснення сертифікації	бакалавр	8
		Акредитація випробувальних лабораторій	Порядок акредитації випробувальних лабораторій	бакалавр	6

Всі змістові модулі, що забезпечують професійну діяльність операторського рівня мають бути визнаними згідно [2]. На подальше навчання виносяться змістові модулі, що забезпечують уміння експлуатаційного рівня.

3 Формування інтегрованих навчальних планів

Інтегрований навчальний план підготовки бакалавра формується з інтегрованих навчальних дисциплін, окремі модулі яких збігаються за змістом й обсягом, дисциплін базової програми бакалавра і дисциплін, що за змістом й обсягом ідентичні дисциплінам навчального плану підготовки молодшого фахівця, (табл. 2).

Навчальні елементи не повинні дублювати зміст навчання, що наданий в освітніх програмах попередніх освітньо-кваліфікаційних рівнів.

Визнання результатів навчання здійснюється зарахуванням кредитів за дисциплінами та модулями, що співпадають за змістом та обсягом.

Допускається академічна різниця до 10 кредитів, що ліквідується через індивідуальні заняття в позанавчальний час.

Скорочення терміну навчання здійснюється на 1 рік, якщо визнаються 60 кредитів, на 2 роки, якщо визнається 120 кредитів з урахуванням академічної різниці.

Таблиця 2

ФРАГМЕНТ НАВЧАЛЬНОГО ПЛАНУ

Дисципліни програми бакалавра	Обсяг, кредити ECTS	Дисципліни програми молодшого спеціаліста	Обсяг, кредити ECTS	Залікові кредити
Історія України	2	Історія України	2	2
Фізика	8			0
Метрологія, стандартизація та сертифікація	2,5	Метрологія, стандартизація та сертифікація	1,5	1,5
Модуль 1	1	Модуль 1	1	
Модуль 2	0,5	Модуль 2	0,5	
Модуль 3	0,5			
Модуль 4	0,5			

Засоби діагностики якості засвоєння навчальних дисциплін розробляються як система контролю рівня сформованості похідних компетенцій (досягнення поставлених цілей). Засоби діагностики, що виносяться на державну атестацію, розробляються як система контролю рівня сформованості основних компетенцій фахівця, що визначаються ОКХ.

Контроль якості підготовки здійснюється за допомогою узагальнених кваліфікаційних завдань, які є моделлю проблемної професійної ситуації. На основі узагальнених кваліфікаційних завдань створюються конкретизовані кваліфікаційні завдання із чисельною або іншою конкретизацією вихідних даних і еталони рішень.

Така схема дає можливість зовнішнього контролю рівня сформованості компетенцій фахівця.

4 Висновки

Складання інтегрованих навчальних планів у вигляді комбінації фрагментів навчальних планів різних рівнів не дозволяє скоротити строк навчання без зниження його якості.

Подолання цієї проблеми можливо завдяки створенню інтегрованих навчальних планів, що передбачають викладання інтегрованих навчальних дисциплін.

Реалізація запропонованої методики створення наскрізних навчальних програм сприятиме підвищенню якості підготовки бакалаврів за скороченим терміном навчання на базі освітньо-кваліфікаційного рівня молодший спеціаліст. Методика дає можливість здійснити рівномірний розподіл навчального навантаження за ступенями вищої освіти та поступове нарощування складності рівня навчального матеріалу.

Список літератури

1. G.G. Pivnyak, T.A. Pismenkova, V.A. Salov. Realization of the qualified approach in higher education standards of Ukraine, 37th International Engineering Education Symposium IGIP /Класифікатор професій ДК003:2005. – Чинний від 27.12.2005. – К.: Держспоживстандарт України, 2005. – 615 с.

УДК 622.3

© А.В. Вивчаренко, А.Н. Лядецкий

ИНТЕНСИВНАЯ ОТРАБОТКА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Представлені нові передові технології ведення очисних і підготовчих робіт при відпрацьовуванні тонких вугільних пластів в умовах вміщуючих слабких порід і міцного вугільного пласта.

Представлены новые передовые технологии ведения очистных и подготовительных работ при отработке тонких угольных пластов в условиях слабых вмещающих пород и крепкого угольного пласта.

New high technologies of conducting clearing and a preparatory work are presented at working off of thin coal layers in the conditions of weak containing breeds and a strong coal layer.

Современные экономические условия развития угольной промышленности Украины предопределяют интенсивный путь развития отрасли. ОАО «Павлоградуголь» является одним из передовых предприятий, неуклонно повышающих технико-экономические показатели, базирующиеся на использовании новейшей техники и технологии.

Открытое Акционерное Общество «Павлоградуголь», входящее в состав ДТЭК, объединяет десять шахт, расположенных в Западном Донбассе.

Месторождение Западного Донбасса характеризуется довольно специфическими горно-геологическими условиями, а именно:

- наличием крепкого, вязкого угля (коэффициент крепости по шкале Протодъяконова $f = 3...5$), имеющего высокую сопротивляемость резанию (до 300…520 кН/м);
- неустойчивыми кровлями, представленными слабыми глинистыми и песчано-глинистыми породами, склонными к размоканию (коэффициент крепости по шкале Протодъяконова $f = 1{,}5...2{,}5$);
- маломощными пластами угля (средней мощностью 0,55…1,21 м).

В 2004 году, до приватизации и вхождения в состав ДТЭК, шахты объединения имели следующие показатели:

- добыча рядового угля – 11,4 млн. тонн в год;
- проведение подготовительных горных выработок – 99,6 км в год;

- среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля – 42,3 т/мес.;
- нагрузка на среднедействующий очистной забой – 853 тонны/сутки;
- среднедействующее количество очистных забоев – 35,4;
- длина среднедействующего очистного забоя – 175 м;
- зольность добытого рядового угля – 39,6%.

В 2008 году ОАО «Павлоградуголь» достигнуты следующие показатели:

- добыча рядового угля – 14,2 млн. тонн в год (к 2004 году + 2,8 млн. тонн или + 24%);
- проведение подготовительных горных выработок всего – 113,6 км в год (к 2004 году + 14 км или + 14%);
- среднемесячная производительность труда рабочего по добыче угля – 62,7 т/мес. (к 2004 году + 20,4 тонн/мес. или + 48%);
- нагрузка на среднедействующий очистной забой – 1052 тонны/сутки (к 2004 году + 199 тонн/сутки или + 23%);
- среднедействующее количество очистных забоев – 33,6 (к 2004 году – 1,8 забоя или – 5%);
- зольность добытого рядового угля – 36,9% (к 2004 году – 2,7%).

Как видно, за прошедшие четыре с половиной года ситуация изменилась как в количественном, так и в качественном выражении.

За счет чего достигнуты такие показатели? В основном это:

Увеличение инвестиций на капитальный ремонт и техническое перевооружение.

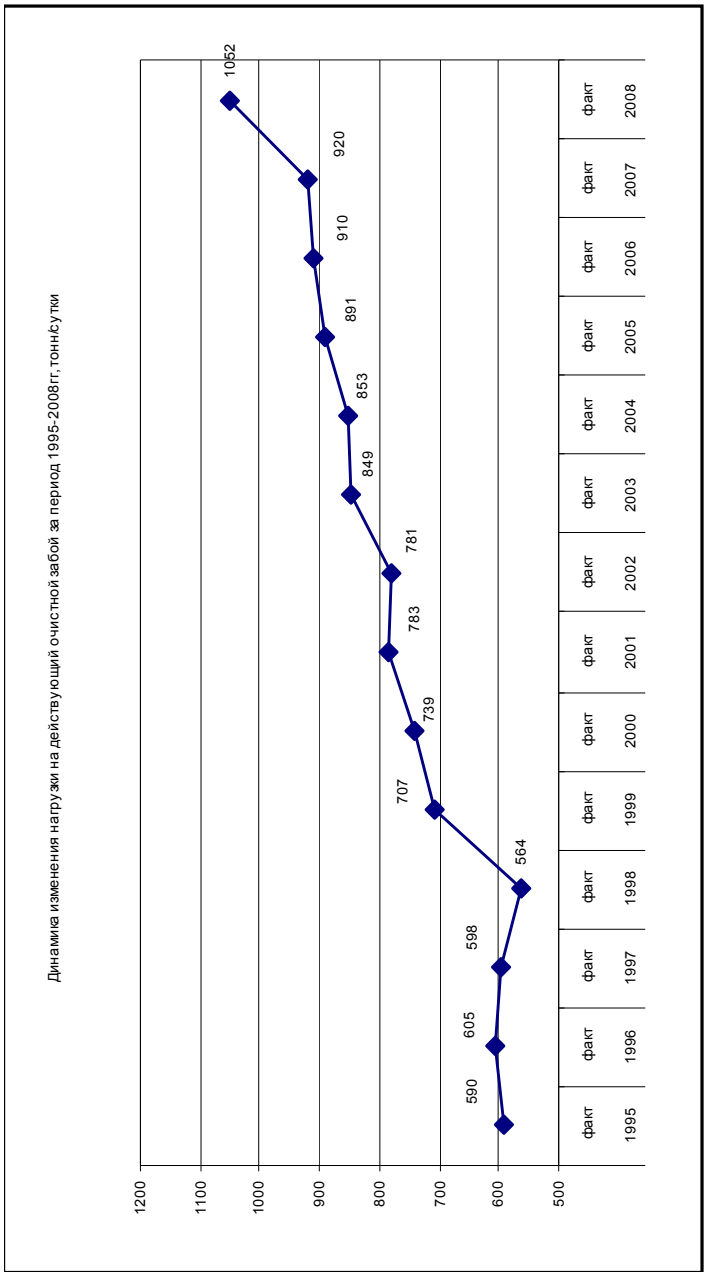
Если в первый год после приватизации ОАО «Павлоградугля» на модернизацию и другие программы предприятия было затрачено около 200 млн. гривен, то в 2008 году объем инвестиций составил около 1 млрд. гривен (т. е. пятикратный рост). Приобретается высокоресурсное очистное оборудование производства Чехии, Германии (мехкрепь «OSTROJ», комбайны T-Machinery, струговая техника DBT). В результате достигнуто уменьшение аварийности оборудования и увеличен коэффициент его технической готовности.

Увеличение длины лав.

Длина среднедействующего очистного забоя в 2008 году – 193 м (к 2004 году + 18 м или + 10%), а в 2009 году будут отрабатываться 59% очистных забоев длиной более 200 м (41 лава из 70) – это приводит к сокращению доли времени концевых операций во времени цикла добычи угля очистным комбайном. С начала года уже отрабатывается 2 лавы длиной более 300 м на шахтах «Днепровская» и «Степная» и их количество планируется увеличивать.

Увеличение длины выемочных столбов.

В 2008 году средняя длина столба составила 1065,2 м, в 2009 году будут отрабатываться 4 лавы с длиной столба более 2000 м и 10 лав – более1500 м за счет чего достигнуто снижение потерь времени работы добычных участков при переходах из лавы в лаву.


Динамика изменения нагрузки на действующий очистной забой за период 1995-2008гг, тонн/сутки
1200
1100
1000
900
800
700
600
500
факт 1995
590
факт 1996
605
факт 1997
598
факт 1998
564
факт 1999
707
факт 2000
739
факт 2001
783
факт 2002
781
факт 2003
849
факт 2004
853
факт 2005
891
факт 2006
910
факт 2007
920
факт 2008
1052

Внедрение анкерного и рамно-анкерного крепления горных выработок. Если еще в 2006 году все проводимые выработки крепились рамной крепью, то в 2008 году объем проведения выработок закрепленных анкерной крепью составил 7750 п.м., рамно-анкерной – 57082 п.м., что позволило снизить трудоемкость работ и время проведения концевых операций.

Максимальная механизация всех вспомогательных процессов, с максимальным исключением ручного труда.

Массово внедряются в производство средства малой механизации. Применяются: ручные тали, гайковерты, устройства для резки цепи и т.д.

Выполнение анализа операционной эффективности производства.

Ведется постоянная разработка и выполнение мероприятий по повышению операционной эффективности производства.

В частности, детально рассматривается время работы машин, т.к. влияние различных факторов: внешних (например, сопротивляемость угля резанию) и внутренних (например, энерговооруженность комбайна), по-разному отображается на машинном времени. Специалисты шахт и аппарата управления ОАО «Павлоградуголь» производят всесторонний анализ потерь рабочего времени в каждом действующем забое, разрабатывают и внедряют мероприятия, направленные на сокращение времени простоев механизмов и достижение наивысших производственных показателей.

Огромное внимание в вопросе интенсификации отработки пластов месторождения Западного Донбасса, ОАО «Павлоградуголь» уделяет сотрудничеству с отраслевыми профильными институтами Украины и Германии, а также сотрудничеству с ведущими производителями горно-шахтного оборудования Украины, России, Германии, Англии, Чехии, Польши и других стран.

Изучаются вопросы:

- разрушения крепких и вязких углей месторождения Западного Донбасса;
- оптимизации способов крепления горных выработок;
- дегазации и утилизации метана;
- улучшения качества угольной продукции.

Производится работа:

- по разработке нового горно-шахтного очистного оборудования для условий ОАО «Павлоградуголь»;
- по автоматизации процессов производства;
- по модернизации стационарного оборудования, оборудования очистных и подготовительных забоев, транспортных систем;
- по организации сервисного обслуживания.

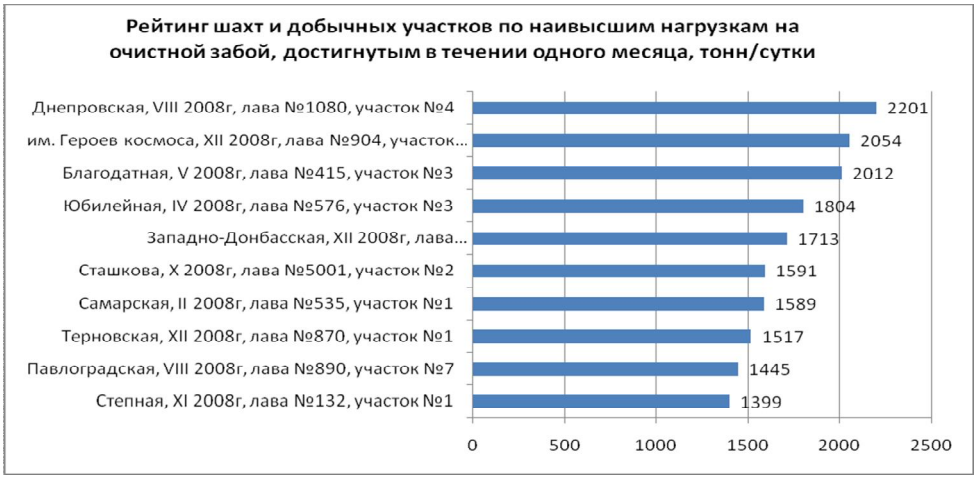
Начиная с 2008 года в ОАО «Павлоградуголь» стартовал проект по внедрению инновационного процесса, стимулирующий инициативность работников по подаче инновационных и рационализаторских предложений и обеспечивающий внедрение инноваций в производство.

Дальнейший рост производства предусмотрен разработанной и утвержденной долгосрочной и среднесрочной стратегиями развития нашего предприятия, которые ежегодно актуализируются и включают в себя следующие основные направления:

- дальнейшее увеличение длины лав и выемочных столбов;
- применение высокоресурсной техники;
- применение струговой технологии выемки угля;
- применение проходческих комплексов с анкероустановщиками;
- модернизация и увеличение производительности стационарного оборудования;
- модернизация транспортных систем и оборудования технологических комплексов.

Об интенсивной отработке пластов месторождения Западного Донбасса говорят следующие достигнутые результаты: в 2008 году из 70 лав добыто **12 635 тыс. тонн** угля, при этом **37 лав** отработали с нагрузкой 1000 тонн/сутки и более, из них добыто **8 461 тыс. тонн** (или **67% от всей добычи**).

При отработке тонких пластов Западного Донбасса достижение к 2011 году суточной нагрузки на очистной забой 1428 тонн в сутки вполне возможно.
Уже в 2008 году в 15,9% отработанных всеми лавами ОАО «Павлоградуголь» забоемесяцах достигались нагрузки 1400 тонн в сутки и более. В том числе на 24 лавах неоднократно на протяжении месяца. Самоотверженный труд 20-ти трудовых коллективов участков по добыче угля является сегодня для работников ОАО «Павлоградуголь» тем эталоном, к которому необходимо стремиться.



А является ли нагрузка 1428 тонн в сутки максимально возможным показателем, покажет время. Но уже сейчас, в своих расчетах, специалисты шахт и аппарата управления ОАО «Павлоградуголь» видят возможным достижение среднесуточных нагрузок на очистной забой 1800 тонн в сутки при условии модернизации, как оборудования, так и технологии ведения очистных, подготовительных работ и вспомогательных процессов.

УДК 622.831

© В.И. Бондаренко, Ю.Б. Грядущий,
И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ ВИДА КРЕПИ НА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ЕЕ КОНТУРА

Викладено основні положення й результати досліджень впливу типорозміру виробки й форми рамного кріплення на переміщення її контуру.

Изложены основные положения и результаты исследований влияния типоразмера выработки и формы рамной крепи на перемещения ее контура.

Substantive provisions and results of researches of influence of a standard size of working and the form frame support on movings of its contour are stated.

На угольных шахтах, в том числе и Западного Донбасса, пластовые выработки имеют существенно различные размеры с колебанием площади поперечного сечения до двух раз, иногда более [1, 2]. В нормативных методиках [3-5] изменение размеров выработки в прочностных расчетах учитывается соответствующим коэффициентом, который постоянен вне зависимости от того, на каком участке контура выработки определяются перемещения крепи. С другой стороны, на шахтах Западного Донбасса широко применяется крепь КШПУ, геометрия которой предусматривает существенные отличия контура выработки от таковой при традиционной крепи КМП-А3: уменьшенный радиус свода; более удлиненные и наклонные (к вертикальной оси) стойки рамы; по указанным факторам высота и ширина выработок с традиционной крепью КМП-А3 и крепью КШПУ отличается друг от друга при, примерно, одинаковой площади поперечного сечения. Тем неменее, в нормативной методике [4] эти отличия учитываются только коэффициентом (равным 1,1) работоспособности крепи, а какие-либо указания по учету изменений перемещений породного контура выработки отсутствуют.

По совокупности указанных причин выполнен комплекс исследований по выявлению закономерностей влияния размеров и формы выработки на эпюру смещений ее контура. При этом в основе вычислительных экспериментов положен метод конечных элементов.

Форма выработки определяется применяемой крепью, что потребовало рассмотрения двух групп типовых сечений – с крепью КМП-А3 и крепью КШПУ. Внутри каждой группы выбрано по три типоразмера, которые охватывают наиболее

применяемый интервал поперечных сечений выработок на шахтах Западного Донбасса:

– КМП-А3-9,2; КМП-А3-13,8; КМП-А3-18,3;

– КШПУ-9,5; КШПУ-14,4; КШПУ-17,7.

Выбранные типоразмеры двух групп минимально отличаются между собой по площади поперечного сечения, а вариант сечения выработки с крепью КМП-А3-13,8 уже был детально исследован в работах [6, 7].

Следующий вопрос касается выбора наиболее объективного параметра, характеризующего конкретное сечение выработки. В нормативной методике [4] использована величина площади поперечного сечения в свету $S_{св}$ для определения соответствующего поправочного коэффициента, однако не указывается какому периоду работы крепи соответствует значение $S_{св}$ – до или после осадки. На наш взгляд, за базовый параметр следует использовать $S_{св}$ до осадки, а изменение поперечного сечения в процессе эксплуатации выработки определяется разрабатываемой методикой прогноза. Параметр $S_{св}$ также отражает и величину площади сечения выработки в проходке $S_{пр}$, поскольку в вычислительном эксперименте моделируются все конструктивные особенности крепи, закрепного пространства. Поэтому параметр $S_{пр}$ отображается автоматически. Таким образом, смоделированы шесть типоразмеров выработки с крепями КМП-А3 и КШПУ.

На заключительном этапе обоснования методики исследований необходимо выбрать наиболее объективно отражающие варианты сочетаний геомеханических параметров системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки».

Глубина расположения выработки при пошаговом алгоритме расчета НДС (в запредельном состоянии) изменяется непрерывно и не участвует в формировании вариантов расчета.

Деформационные характеристики допредельного состояния породных слоев кровли и почвы (модуль деформации $E_i^{К,П}$ и коэффициент Пуассона $\mu_i^{К,П}$) не влияют на вид функции связи перемещений контура выработки и площади ее поперечного сечения в свету. Поэтому, влияние $E_i^{К,П}$ выражено в виде функции-сомножителя в общей зависимости перемещений, а варианты различных $S_{св}$ просчитаны только для одного значения $E_i^{К,П}$ (например, $0{,}3 \cdot 10^4$ МПа). Остальные варианты по параметрам $E_i^{К,П}$ ($0{,}3 - 1{,}0 \cdot 10^4$ МПа) определены из ранее установленных закономерностей [6].

Прочностные характеристики $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ и параметры запредельного состояния

близлежащих породных слоев $\frac{(\sigma_{сж_i}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_i}^{К,П}}$ и $\frac{M_i^{К,П}}{E_i^{К,П}}$ требуют более детального анализа в плане влияния на вид функции $U_i^{x,y}$ ($S_{св}$). Поэтому для более объективного анализа были рассмотрены две группы вариантов сочетаний вышеуказанных параметров.

Первая группа вариантов касается сочетаний $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев углевмещающей толщи. Здесь для адекватного отражения закономерностей влияния достаточно восьми «разнополюсных» вариантов №№1, 3, 7, 8, 10, 14, 16 и 18 [7] в пределах $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 5 - 20$ МПа.

Вторая группа вариантов касается параметров запредельного состояния, которые, как показали исследования [7], оказывают заметно меньшее влияние на развитие перемещений контура выработки. Здесь предусмотрено четыре варианта крайних сочетаний параметров $\frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}}$ и $\frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}}$, так как аналогичные параметры второго породного слоя кровли не оказывают существенного влияния на перемещения выработки. В данных вариантах соединены крайние значения $\frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}}$ и $\frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}}$ на том основании [8, 9], что более хрупкая порода (повышенный модуль спада) отличается пониженной остаточной прочностью, а более пластичная (пониженный модуль спада) – повышенной величиной остаточной прочности. Тогда четыре варианта сочетаний параметров запредельного состояния первых слоев кровли и почвы имеют вид:

$$№1 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}} = 0{,}1\,, \qquad \frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}} = 3\,;$$

$$№2 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}} = 0{,}2\,, \qquad \frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}} = 0{,}5\,;$$

$$№3 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К})^0}{\sigma_{сж_1}^{К}} = 0{,}1\,,\ \frac{(\sigma_{сж_1}^{П})^0}{\sigma_{сж_1}^{П}} = 0{,}2\,,\ \frac{M_1^{К}}{E_1^{К}} = 3\,,\ \frac{M_1^{П}}{E_1^{П}} = 0{,}5\,;$$

$$№4 - \frac{(\sigma_{сж_1}^{К})^0}{\sigma_{сж_1}^{К}} = 0{,}2\,,\ \frac{(\sigma_{сж_1}^{П})^0}{\sigma_{сж_1}^{П}} = 0{,}1\,,\ \frac{M_1^{К}}{E_1^{К}} = 0{,}5\,,\ \frac{M_1^{П}}{E_1^{П}} = 3\,.$$

Параметры запредельного состояния остальных породных слоев и угольного пласта остаются постоянными [7].

Таким образом, к расчету НДС было сформировано 160 вариантов (с учетом того, что типоразмер выработки с крепью КМП-А3-13,8 уже просчитан), на базе которых установлены закономерности влияния типоразмера выработки на развитие перемещений ее контура.

В качестве примера исследование функций $U^{x,y}(S_{св})$ выполнено, начиная с кровли выработки. На рис. 1 приведены зависимости роста опускания замка свода U_9^y с увеличением глубины разработки для трех типовых сечений с крепью КМП-А3 и трех типовых сечений с крепью КШПУ. Анализ этих зависимостей выявил ряд закономерностей влияния $S_{св}$ на перемещения замка свода:

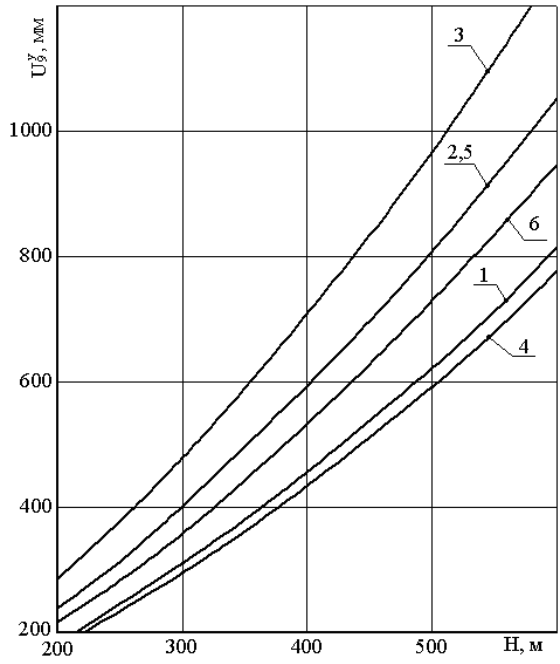


Рис. 1. Закономерности развития опускания U_9^y замка свода с ростом глубины H разработки для типоразмеров выработки: 1 – КМП-А3-9,2; 2 – КМП-А3-13,8; 3 – КМП-А3-18,3; 4 – КШПУ-9,5; 5 – КШПУ-14,4; 6 – КШПУ-17,7

– четко прослеживается нелинейность функций $U_9^y(S_{св})$ в отличие от линейной зависимости по нормативной методике [4].

Выявленная нелинейность $U_9^y(S_{св})$ вытекает из самой физической сущности исследуемой геомеханической задачи, где перемещения прямо пропорциональны линейным размерам выработки, а от ее площади $S_{св}$ имеют степенную зависимость. Так, для крепи КМП-А3 увеличение $S_{св}$ на 4,6 м^2 (от 9,2 до 13,8 м^2) способствует росту перемещений U_9^y на 28,9%, а почти такое же увеличение $S_{св}$ на 4,5 м^2 (от 13,8 до 18,3 м^2) снижает интенсивность роста перемещений до 20,2%. Еще большая нели-

нейность $U_9^y(S_{св})$ наблюдается для крепи КШПУ;

– перемещения U_9^y при, примерно, одинаковой величине $S_{св}$ всегда меньше для типового сечения с крепью КШПУ и эта разница с ростом $S_{св}$ увеличивается: 6,7% – для $S_{св}$ = (9,2 м^2 и 9,5 м^2); 13,4% – для $S_{св}$ = (13,8 м^2 и 14,4 м^2); 18,7% – для $S_{св}$ = (18,3 м^2 и 17,7 м^2). Это объясняется тем, что форма крепи КШПУ такова, что более эффективно противодействует вертикальным нагрузкам [10], в том числе и за счет уменьшенного радиуса свода. С увеличением $S_{св}$ радиус свода в крепях КШПУ растет менее интенсивно, поэтому темпы роста перемещений U_9^y также замедлены в сравнении с выработками, где предусмотрены крепи серии КМП-А3;

– наблюдается стабильность отношения перемещений U_9^y для разных типоразмеров сечений выработки вне зависимости от глубины ее расположения, что указывает на независимость функции $U_9^y(S_{св})$ от H и ее можно использовать в качестве сомножителя к ранее установленным закономерностям связи развития перемещений U_9^y с геомеханическими параметрами системы по аналогии с поправочным коэффициентом сечения выработки в нормативной методике [4].

Отмеченные особенности функции $U_9^y(S_{св}, H)$ стабильно проявляются и при варьировании прочностных характеристик $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев (рис. 2), что подтверждает вывод о возможности корректировки перемещений U_9^y функцией $U_9^y(S_{св})$, постоянной при различных вариантах сочетаний параметров H и $\sigma_{сж_i}^{К,П}$.

Изменение характеристик запре-

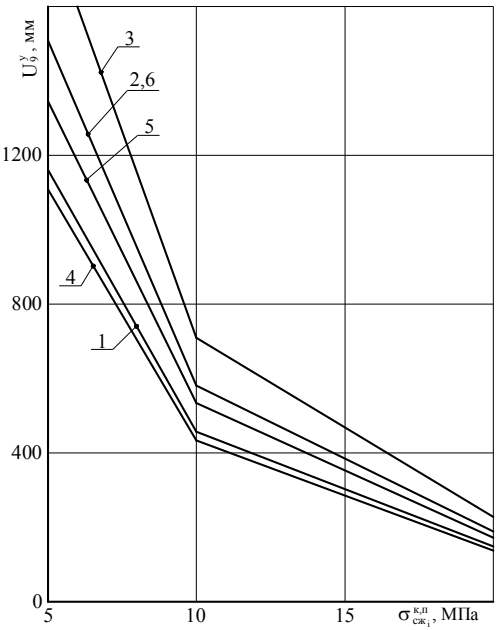


Рис. 2. Закономерности связи опускания U_9^y замка свода с расчетным сопротивлением сжатию $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев для типоразмеров выработки: 1 – КМП-А3-9,2; 2 – КМП-А3-13,8; 3 – КМП-А3-18,3; 4 – КШПУ-9,5; 5 – КШПУ-14,4; 6 – КШПУ-17,7

дельного состояния $\frac{(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0}{\sigma_{сж_1}^{К,П}}$ и $\frac{M_1^{К,П}}{E_1^{К,П}}$ также подтверждает независимость функции $U_9^y(S_{св})$ от различных сочетаний указанных параметров.

Таким образом, очевиден вывод о том, что установленные закономерности влияния типоразмера выработки (отдельно для крепей КМП-А3 и КШПУ) можно использовать как сомножитель для установления общей закономерности развития опускания замка свода U_9^y.

Исследованиями вертикальных перемещений участка свода в зоне прохода людей $U_{4,5}^y$ при разных типоразмерах выработки доказана стабильность отношения $\frac{U_{4,5}^y}{U_9^y} = 0{,}62...0{,}71$ вне зависимости от вариантов сочетаний геомеханических параметров системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки». Это позволяет для определения $U_{4,5}^y$ использовать закономерности $U_9^y(S_{св})$ с учетом понижающего коэффициента, равного 0,62…0,71.

Установленные закономерности исследованы методами корреляционно-дисперсионного анализа и получено уравнение регрессии для прогноза перемещений замка свода выработки

$$U_9^y = 0{,}055\Phi_{3,4}\frac{exp\left(-0{,}023\sigma_{сж_2}^К\right)\left(\frac{M_1^К}{E_1^К}\right)^{0,26}}{exp\left[\left(0{,}8E_1^К + 0{,}2E_2^К\right)\cdot 10^{-4}\right]}\cdot\frac{\sigma_{сж_1}^К}{\left(\sigma_{сж_1}^К\right)^0}\times$$

$$\times\left[\left(1{,}5 - 0{,}06\sigma_{сж_1}^К\right)H + \frac{5{,}8\cdot 10^{-2}H^2}{\left(0{,}85\sigma_{сж_1}^К + 0{,}15\sigma_{сж_2}^К\right)^{1,5}}\right]ln\left[\frac{\sigma_{сж_2}^К}{\left(\sigma_{сж_2}^К\right)^0} + 8{,}7\right],$$

где $\Phi_3 = 0{,}206S_{св}^{0,62}$ – для типовых сечений выработок с крепью КМП-А3;

$\Phi_4 = 0{,}266S_{св}^{0,47}$ – для типовых сечений выработок с крепью КШПУ.

Таким образом, влияние площади поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$ имеет индивидуальные степенные закономерности воздействия на перемещения замка свода для обоих типоразмеров – с крепью КМП-А3 и крепью КШПУ. Этот результат отличается от принципов усреднения перемещений контура выработки в

нормативных методиках на все горно-геологические условия поддержания выработок. Наряду с этим равные геомеханические факторы поддержания выработок стабилизируют величину ее относительной потери сечения независимо от типоразмера и вида применяемой крепи – КМП-А3 или КШПУ.

Список литературы

1. Унифицированные типовые сечения горных выработок. Т.1. – Киев: Будівельник, 1971. – 416 с.

2. Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной шатровой крепью для условий шахт Западного Донбасса. – Д.: Фонды института «Днепрогипрошахт» (архивный №188406), 1988. – 274 с.

3. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. – М.: Стройиздат, 1983. – 273 с.

4. Руководство по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. – Спб.: ВНИМИ, 1992. – 51 с.

5. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. – Киев: УкрНИМИ, 1998. – 149 с.

6. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 1. Допредельная стадия деформирования системы «порода-крепь» /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2006. – 172 с.

7. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 2. Предельное и запредельное состояние системы «порода-крепь» /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2007. – 198 с.

8. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.

9. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. – М.: Недра, 1985. – 271 с.

10. Шмиголь А.В. Обоснование способа и средств крепления выемочных штреков в условиях шахт Западного Донбасса: Автореф. дис. … канд. техн. наук. – Д.: ДГИ, 1989. – 17 с.

УДК 622.62.622.17

© Б.И. Римарчук

ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД КРИВБАССА ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Розглядається проблема відробки покладів залізних руд підземним способом, пов'язаної з глибиною розробки, застарілою законодавчою та нормативною базою та розробкою магнетитових кварцитів підземним способом.

Рассматриваются проблемы отработки месторождений железных руд Кривбасса подземным способом, связанные с глубиной разработки, устаревшей законодательной и нормативной базой и разработкой магнетитовых кварцитов.

In this article problems of working out of deposits of iron ores of Krivbass by underground method, connected with depth development, aged law and specification bases and working out of magnetite quartzites are examined.

Разработка месторождений железных руд Кривбасса осуществляется на значительных глубинах, порядка 1200-1300 м, ОАО «Сухая Балка» – 1500 м, поэтому глубина разработки является главным фактором, создающим значительные трудности в разработке месторождений.

С переходом горных работ подземного Кривбасса на глубокие горизонты ухудшились горно-геологические условия отработки залежей (уменьшились площади рудных тел, их мощность и угол падения, повысилась обводненность руды, снизилась устойчивость горных пород) возрос объем проходки горно-капитальных выработок, выросли затраты времени и средств на нарезку блоков, бурение скважин, выпуск и доставку руды, уменьшились запасы руды эксплуатационных блоков. В этих условиях рыночной экономики рудники и шахты Кривбасса ищут способы обеспечения устойчивости работы в новых сложных экономических и горно-геологических условиях.

Устойчивость работы рудника во многом определяется той нормативной и законодательной базой, которая регламентирует плановые показатели. В условиях рыночной экономики, постоянно меняющихся цен на сырье, энергоресурсы и материалы, действующая нормативная база является тормозом в горнорудном производстве и не позволяет рационально и экономически эффективно отрабатывать месторождение железных руд, оперативно реагировать на запросы рынка.

Продиктованное рынком повышение содержания железа в товарной руде с 53-55% до 58-60% требует значительного увеличения числа блоков, находящихся в одновременной работе и в резерве, организаций отдельных рудопотоков в шахте. Требуемое увеличение числа блоков обосновать по действующим инструкциям невозможно, поэтому они должны быть срочно изменены.

Проблемным является вопрос кондиций на руду. Добыча руды в Украине производится на основании существующих кондиций на руду, принятых в 1965 г.

Эти кондиции устанавливали бортовую массовую долю железа в краевой пробе 46%. Для удовлетворения запросов рынка содержание железа в товарной аглоруде должно составлять 59-61% [1]. Для этого руду обогащают по ДСФ рудников, что приводит к сбросу порядка 30% объема добытой руды. Эту руду необходимо складировать на свободных площадях, которых осталось очень мало, и платить за занимаемую землю. Логично было бы эту руду не добывать и не поднимать на поверхность. Это сняло бы проблему образования отвалов и снизило бы себестоимость одной тонны товарной руды. Однако этого делать нельзя, так как рудные залежи оконтурены с учетом бортового содержания железа в краевой пробе 46%, а закон об охране недр требует полноты извлечения запасов руды. Для того, чтобы это стало возможным, необходимо повысить содержание железа в краевой пробе. Для этого необходимо выполнить переоценку балансовых запасов, определить оптимальный уровень массовой доли железа в краевой пробе для каждого рудника. Так, для рудника Ленина бортовую массовую долю железа в краевой пробе целесообразно повысить с 46 до 50% и массовую долю железа в последней дозе выпуска руды повысить с 45,5 до 49,35%. При этом обеспечивается: массовая доля железа в рудном массиве (балансовых запасах) повышается с 57,0 до 58,7%; массовая доля железа в товарной руде увеличивается с 60,24 до 61,78%; отпускная цена товарной руды увеличивается, а следовательно, увеличивается рентабельность к производственным фондам, годовая прибыль шахты и сумма прибыли за все время отработки месторождения.

Увеличение глубины разработки месторождений подземным способом значительно усугубляет проблему откачки и утилизации шахтных вод. Ежегодные объемы откачки шахтных вод в Кривбассе составляют 19-23 млн. м3 [2] с содержанием солей $NaCl$, KCl и др. от 4-68,4 г/л (среднее 35 г/л). До 2015 г. притоки воды не уменьшатся и ориентировочно составят 19,65-23,45 г/дм3. Разработанный в 1970 г. институтами «Кривбасспроект» и «Укргипроводхоз» проект отвода шахтных вод Кривбасса предусматривал ряд мероприятий: перераспределение шахтных вод по ГОКам, вывод хозбытовых стоков из хвостохранилищ и др. НО до сих пор эти мероприятия в полном объеме не выполнены.

Объемы шахтных вод, подаваемые в шламохранилища, не могут быть в полном объеме использованы ГОКами, поэтому неиспользуемые остатки южная группа рудников: им. Фрунзе, ш. «Октябрьская», «Родина», им. Артема «Гигант-Дренажная» перекачивает в пруд накопитель в балке Свистунова. Северная группа рудников от шахт им. Ленина, им. Орджоникидзе «Гвардейская», «Юбилейная», «Первомайская-Дренажная» подает воду в шламохранилище СевГОКа. Накопившиеся объемы воды в балке Свистунова и шламохранилище СевГОКа в межвегетационный период сбрасываются в речки Саксагань и Ингулец. Впоследствии эти речки промываются речной

Днепровской водой, что очень дорого. С глубиной разработки увеличивается соленость и объемы откачиваемых шахтных вод. В ближайшее время, учитывая прогнозные показатели развития горно-обогатительного комплекса, образовался дефицит аккумулирующих емкостей для шахтных вод Кривбасса. Разработанные институтом «Кривбасспроект» предложения по модернизации водоотводящей системы шахтных вод, предусматривающие увеличение проектной емкости балки Свистунова, которая аккумулирует шахтную воду, создание дополнительной емкости в гранитном карьере «Октябрьский», не находят поддержки хозяев горнодобывающих предприятий Кривбасса. Возможна ситуация, когда комбинаты не смогут принимать шахтные воды подземных рудников Кривбасса, а существующая система не обеспечит в полном объеме водоотведение, что приведет к остановке рудников.

Проблема шахтных вод может быть частично снята при переходе рудников на подземную добычу магнетитовых кварцитов, которая должна быть начата уже через 10 лет, не считая шахты им. Орджоникидзе. В ближайшие 25-30 лет практически весь подземный Кривбасс будет переведен на добычу магнетитовых кварцитов, которые являются единственной надежной сырьевой базой для Кривбасса, утвержденной в ГКЗ. Добыча магнетитовых кварцитов будет вестись на более высоких горизонтах: 500-700 м, а это сопряжено со значительно меньшими водопритоками и меньшей соленостью шахтных вод.

Проблема отработки магнетитовых кварцитов состоит, прежде всего, в неподготовленности горизонтов. Учитывая сроки проектирования и строительства горизонтов, а это примерно 10 лет, необходимо уже сейчас начинать проектирование горизонтов. Однако до сегодняшнего дня не начато проектирование ни одного горизонта. Несмотря на экономический кризис, отработка залежей богатых руд продолжается и на некоторых рудниках, например ш. «Гвардейская», через 18 лет запасы богатых руд иссякнут, шахта может быть остановлена, если вовремя не будут вовлечены в отработку магнетитовые кварциты. Такая же картина и по другим рудникам, только сроки отработки залежей более поздние.

В настоящее время, время кризиса, объем добычи руды подземным способом упал почти в два раза по сравнению с аналогичным периодом 2008 г. Объем производства горно-подготовительных работ упал также в 2 раза и если нарастить добычу, при наличии достаточного числа нарезанных и разбуренных блоков, можно довольно быстро, то резко ускорить подготовку новых горизонтов будет значительно труднее, а это приведет к разрыву между добычей и подготовкой блоков. Может образоваться большой промежуток времени, когда подготовленную руду выдадут на гора, а новые блоки не будут подготовлены. В этом случае хозяин рудника будет вынужден или замораживать крупные капиталы в производство горно-капитальных работ не компенсируя выручкой от продажи руды или закрывать рудник, что, скорее всего, и будет сделано. Этим будет нанесен большой экономический ущерб государству, так как месторождение будет практически потеряно вследствие возникновения все больших трудностей в возобновлении добычи, которые будут нарастать по истечении времени.

Общая проблема для всех рудников с подземной добычей руды – это морально и физически устаревшая горная техника. Износ техники составляет, в среднем, 75%,

а некоторые образцы буровой и проходческой техники давно самортизированы. Эксплуатация такой техники очень затратная. Выделяемые на обновление парка горной техники средства мизерные. На руднике «Сухая Балка» в 2003-2004 гг. потребовалось вмешательство гостехнадзора Украины, чтобы выделяемые средства хотя бы номинально компенсировали выбывшую из производства технику (лебедки, буровые станки, перфораторы, вагоны), списанную вследствие полной изношенности. Экономическую независимость рудникам, когда выделяемый бюджет руднику самостоятельно расходовать не дают, а навязывают затраты по своему усмотрению. Так на руднике «Сухая Балка» был построен подземный комплекс по производству взрывчатки игданит ИВД-5. Взрывчатка хорошо себя зарекомендовала. Наряду с хорошими показателями взрыва стоимость ее была в 2,5 раза меньше, чем применяемая в настоящее время тротилосодержащий граммонит 79/21. Казалось бы, есть возможность получить значительную экономию на 1 т расходуемого ВВ (более 1000 грн). Однако хозяева рудника предпочли применять дорогую взрывчатку. Создается парадоксальное впечатление, что хозяева рудников не заинтересованы в снижении себестоимости добычи руды, а наоборот, в ее увеличении.

В проектировании рудников также большие проблемы. Нормы технологического проектирования рудников с подземной добычей руды, изданные в 1986 г., давно устарели и должны быть переработаны. Однако до сих пор на эту большую работу не выделяют денег. Необходимо выработать правильный методический подход в выборе технических решений и технологий при разработке ТЭО кондиций и ТЭО инвестиций по новым месторождениям. Зачастую, при разработке ТЭО, хозяева месторождений, посетив предварительно шведский рудник Кируну, в технических заданиях на разработку ТЭО указывают самую современную и самую передовую технику, стоимость единицы которой достигает 1-1,5 млн. евро, забывая о том, что Кируна добывает в прекрасных горно-геологических условиях руду с содержанием железа 68-69%. Наши месторождения магнетитовых кварцитов не очень богатые, содержание железа магнетитового, в среднем, 25-28%, поэтому выдержать такую ценовую нагрузку на себестоимость в виде амортизационных отчислений и затрат на ее эксплуатацию на 1 т руды не может ни один рудник. Необходимо в этом случае учитывая, что придется разрабатывать магнетитовые кварциты подземным способом, пересмотреть нормы технологического проектирования и предложить технологии, обеспечивающие рентабельную работу проектируемого рудника.

Проблемы, связанные с шахтной водой, устаревшей нормативной и законодательной базой, нормами технологического проектирования могут быть решены только если все хозяева горнорудных предприятий объединят свои усилия и создадут инновационный фонд при Укррудпроме или Минпромполитики для решения этих проблем. Решать эти проблемы нужно уже сегодня. Задержка с решением этих проблем только усложняет их решение.

Список литературы

1. Римарчук Б.И., Плеханов В.К. Проблемы отработки месторождений железных руд при существующей нормативной базе // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №7. – С. 54-57.

2. Евдокимов А.Д., Власенко Ю.Я. Шахтные воды Кривбасса – проблемы отведения, аккумуляции и сброса // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №7. – С. 65-69.

УДК 622.232.05

© В.В. Косарев, Н.И. Стадник,
И.В. Косарев, И.Г. Вассерман,
А.Л. Непомнящий

АДАПТАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ОЧИСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ РАБОТЫ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Розглянуто питання розроблення методів аналізу та забезпечення функціональної, параметричної та конструктивної адаптації устаткування очисного комплексу, а також – вибору конструктивних рішень компонентів комплексу для забезпечення високої продуктивності ведення очисних робіт у складних гірничо-геологічних умовах.

Рассмотрены вопросы разработки методов анализа и обеспечения функциональной, параметрической и конструктивной адаптации оборудования очистного комплекса, а также – выбора конструктивных решений компонентов комплекса для обеспечения высокой производительности ведения очистных работ в сложных горно-геологических условиях.

The questions of development of the analysis methods and provision of functional, parametrical and constructive adaptation of the mining system equipment are considered, and also a choice of constructive decisions of the mining system components to provide the high-efficiency coal-face work under difficult mine and geological conditions.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

В условиях установившейся в последние годы тенденции по сокращению количества лав, численности подземного рабочего персонала и концентрации горных работ Концепцией реформирования угольной отрасли [1] была поставлена задача по увеличению объемов добычи угля. Основная роль в решении этого вопроса принадлежит внедрению высокопроизводительных угледобывающих комплексов с максимальной механизацией и безопасным ведением работ всех технологических процессов по добыче угля.

Характерной особенностью современных угледобывающих комплексов является высокая степень взаимоувязанности геометрических, кинематических, силовых и функциональных параметров машин и оборудования. В связи с этим необходимость проведения функциональной, параметрической и конструктивной адаптации машин

комплекса для обеспечения высокой производительности ведения очистных работ в сложных горно-геологических условиях шахт Украины приобретает первостепенное значение.

Одними из основных факторов интенсификации производства является механизация всех технологических процессов, в том числе, вспомогательных, исключение больших объемов ручного труда, обеспечение безопасности ведения работ как в линейной части лавы, так и, в особенности, на концевых участках лав и в зоне сопряжения лавы со штреком [2]. Другим важным фактором является реализация системного подхода при организации и планировании инфраструктуры шахты и выемочного участка, предполагающего не только применение современного высокоэффективного и согласованного очистного, проходческого и транспортного оборудования, но и детальное планирование всей системы в целом – от операций в лаве до транспортировки на поверхности [3].

Особую значимость для угольной промышленности Украины имеет эффективная комплексно-механизированная выемка тонких пластов с учетом того, что средняя геологическая мощность пластов, отрабатываемых в 2007 г., составила 1,15 м. В пластах средней мощности (свыше 1,5 м), как показывает отечественная и зарубежная практика, такие параметры машин, как мощность приводов комбайна, габариты рештака конвейера и мощность его приводов, усилие сопротивления крепи, определяются исходя, соответственно, из крепости угля, необходимой производительности выемки, характеристики поддерживаемой кровли пласта – т.е. практически независимо друг от друга. При этом мощность приводов резания комбайна составляет 400…1000 кВт, мощность приводов скребкового конвейера – 400…1200 кВт, усилие сопротивления секции крепи – 3000…11000 кН [4-6]. Это позволяет обеспечить высокий уровень нагрузок на забой, необходимый уровень надежности и безопасности работы оборудования комплекса. В то же время, показатели лучших очистных комплексов, предназначенных для отработки тонких пластов мощностью 1,0…1,2 м, существенно ниже: мощность приводов резания комбайна – 110…360 кВт, мощность приводов скребкового конвейера – 220…480 кВт, усилие сопротивления секции крепи – 2000…5500 кН [7]. В пластах с геологической мощностью менее 1,2 м (доля лав, работающих в Украине на таких пластах в 2007 г. составила 67%) выражение «узкое место» конструкции не только приобретает совершенно буквальный смысл, но и становится довлеющим при разработке технических решений всех машин очистного комплекса.

Постановка задачи

Задачей данной работы является разработка методов анализа и обеспечения функциональной, параметрической и конструктивной адаптации оборудования очистного комплекса, а также – конструктивных решений его компонентов для обеспечения высокой производительности ведения очистных работ в сложных горно-геологических условиях шахт Украины, преимущественно в тонких угольных пластах.

Изложение материала и результаты

Вышеуказанная специфика условий шахтопластов Украины определяет необходимость применения системно-аналитических методов при решении вопросов взаимной адаптации машин комплекса (рис. 1), как на базовом функционально-структурном уровне, так и на уровне конструктивно-параметрическом. Эффективное решение вопросов базового уровня является определяющим фактором интенсификации добычи и предполагает обеспечение выполнения очистным комплексом следующих основных функций:

– выемка угля;
– доставка угля к штрековому транспортеру;
– управление кровлей пласта и защита рабочего пространства лавы;
– перемещение комплекса;
– обеспечение работы персонала.

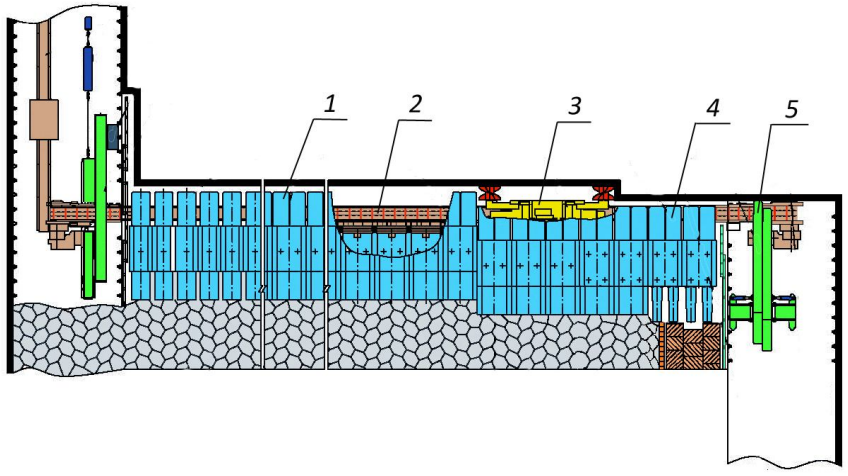


Рис. 1. Очистной механизированный комплекс: 1 – лавная крепь, 2 – комбайн; 3 – конвейер; 4 – крепь концевая; 5 – крепь сопряжения

Разработана функционально-структурная схема комплекса (рис. 2), содержащая дифференцированное представление выполняемых комплексом функций с указанием задействованного в каждой из них вида оборудования. Это позволяет детально проанализировать характер и уровень взаимодействия основных видов комплектующих его машин, необходимые для выполнения указанных функций, определить «сферу влияния» компонентов комплекса и совокупность их функциональных характеристик, подлежащих согласованию и увязке для обеспечения эффективности работы комплекса в целом.

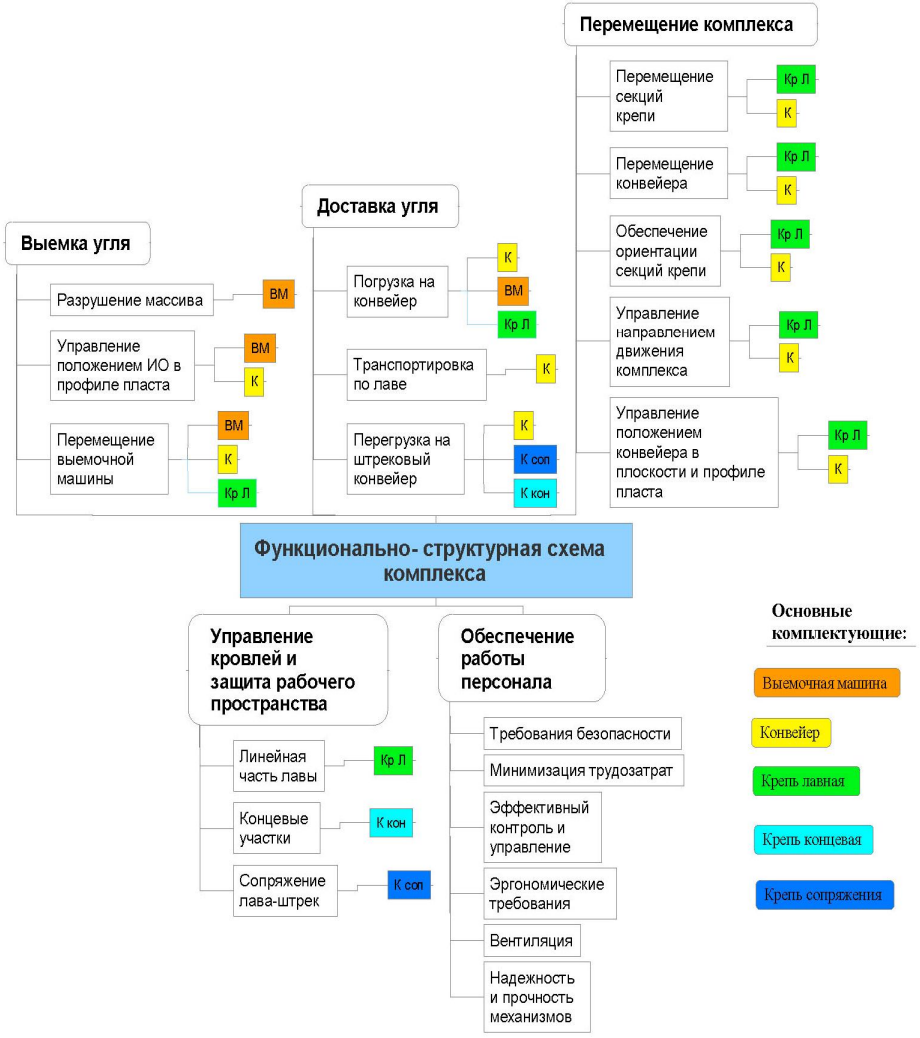


Рис. 2. Функционально-структурная схема комплекса

Отметим высокий уровень активной интегрированности механизированной крепи в выполнении различных функций комплекса, в том числе – при реализации требований безопасности и управлении работой комплекса. Крепь является управляющей базовой структурой системы агрегатирования, обеспечивающей ориентацию, перемещение и коррекцию положения комплекса в целом и его отдельных компонентов в пространстве лавы. Основные функции системы агрегатирования

указаны в разделе «Перемещение комплекса» на рис. 2.

Эффективность и надежность работы системы агрегатирования обеспечивается соответствием ее параметров и технических решений кинематическим и силовым зависимостям, определяющим характер движения конвейера и механизированной крепи в плоскости и профиле пласта. Так, в частности, величина минимально необходимой поперечной развязки крепь-конвейер при волновой выдвижке конвейера (рис. 3) определяется посредством следующих зависимостей, исходными данными для которых являются конструктивные параметры конвейера:

$$\Delta X_{max} = L \cdot \left[\sum_{i=1}^{n_1} cos(\alpha_1 \cdot i) - n_1 \right] + \frac{L}{2} \cdot \left[cos\left((n_1 + 1) \cdot \alpha_1 \right) - 1 \right] + \\ + (B + b_n) \cdot sin\left[(n_1 + 1) \alpha_1 \right] \quad (1)$$

$$\Delta X_k = L \cdot \left[\sum_{i=1}^{n_1} cos(\alpha_1 \cdot i) + \sum_{j=1}^{n_2} cos(\alpha_2 \cdot j) - n_1 - n_2 \right] + B \cdot sin\left[(n_1 + 1) \alpha_1 \right]$$

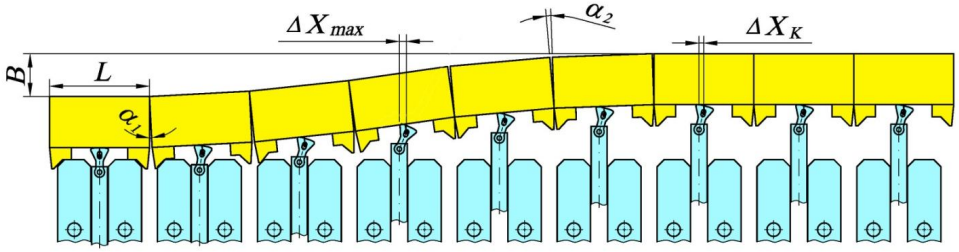


Рис. 3. Схема волновой передвижки конвейера

В то же время техническое решение механизмов сопряжения и перемещения крепи с конвейером должно обеспечивать решение следующих задач: наличие вертикальной развязки крепь-конвейер для работы в условиях переменной гипсометрии; создание вертикальной составляющей усилия перемещения конвейера для погрузки угля на конвейер в процессе его передвижки; обеспечение требуемой ориентации секции крепи в плоскости пласта; минимальные габариты узла стыковки для отработки тонких пластов. Проведенные исследования и анализ опыта эксплуатации очистных комплексов позволили разработать соответствующие технические решения (обладающие мировой новизной и получившие патентную защиту), которые были успешно испытаны в 2000 г. при работе комплекса МКДД на шахте «Краснолиманская» и применяются в большинстве выпускаемых в Украине очистных комплексов нового поколения.

Одними из основных проблем при создании комплексов для отработки тонких пластов являются обеспечение минимизации габаритов оборудования и оптималь-

ной компоновки машин комплекса, максимальной их взаимной адаптации на уровне целого ряда зависимых параметров, формализуемой посредством ряда взаимосвязанных ограничений габаритных размеров и параметров оборудования комплекса (рис. 4). Ниже представлен ряд зависимостей-ограничений (2), в частности, для следующих параметров: толщина корпуса комбайна в зоне конвейера – H_{korp}, высота перекрытия секции щитовой крепи в зоне прохода персонала – H_{per_2}, длина забойной части перекрытия секции щитовой крепи – L_k, ширина става скребкового конвейера – B_k:

$$m\left[1-\left(S_p+B_k\right)K_k\right]-0{,}5H_k-H_{per_1}-Z_p-Z_2\geq H_{korp}$$

$$m\left[1-\left(S_p+B_k+L_4+0{,}75L_{pr}\right)K_k\right]-H_{pr}-H_{osn}-H_{sht}-\Delta H_z\geq H_{per_2} \quad (2)$$

$$\frac{m\cdot B\cdot V_p}{\left(V_p\pm V_c\right)\cdot\varphi\cdot\left(0{,}5Z_p+0{,}25H_k\right)}\leq B_k\,.$$

Результаты проведенных исследований, оптимизация и выбор технико-структурных компоновочных решений, обеспечивающих взаимное согласование параметров оборудования, позволили разработать эффективные конструктивные решения комплексов нового поколения для отработки тонких пластов. В качестве иллюстрации вышесказанного приводится сопоставление исполнения этого комплекса с лучшими отечественными и зарубежными аналогами. На рис. 5 представлены три варианта механизированных комплексов, предназначенных для отработки тонких пластов: а) – комплекс отечественного производства 1МКД90 (в исполнении до 2000 г.) с крепью 1КД90, комбайном 1К101У, конвейером СП251; б) – комплекс зарубежного производства (работавший в 2006 г. на шахте «Красноармейская-Западная») с крепью MVPO 3200X, комбайном MB220E, конвейером SZK; в) – комплекс отечественного производства МДМ (один из комплексов нового поколения) с крепью ДМ, комбайном типа УКД и конвейером типа СП.

Сопоставление комплекса МДМ с комплексами 1МКД90 и MVPO позволяет указать следующие основные преимущества первого:

– снижение минимального предела отрабатываемой мощности пласта с 1,0 до 0,85 м (с соответствующим сокращением объема присечек породы) и увеличение пропускного сечения под комбайном за счет изменения компоновки комплекса и размещения корпуса комбайна и блоков резания за конвейером, обеспечивающие также возможность увеличения в 1,5 раза мощности на резание угля в сравнении с комбайном MB220E;

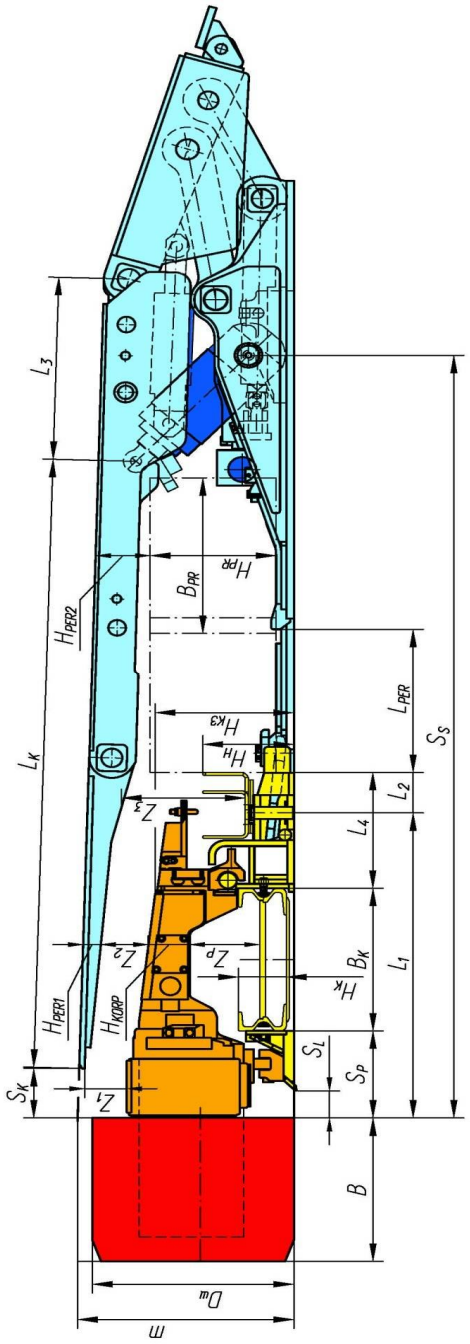


Рис. 4. Схема параметрической, функциональной и конструктивной адаптации машин очистного комплекса

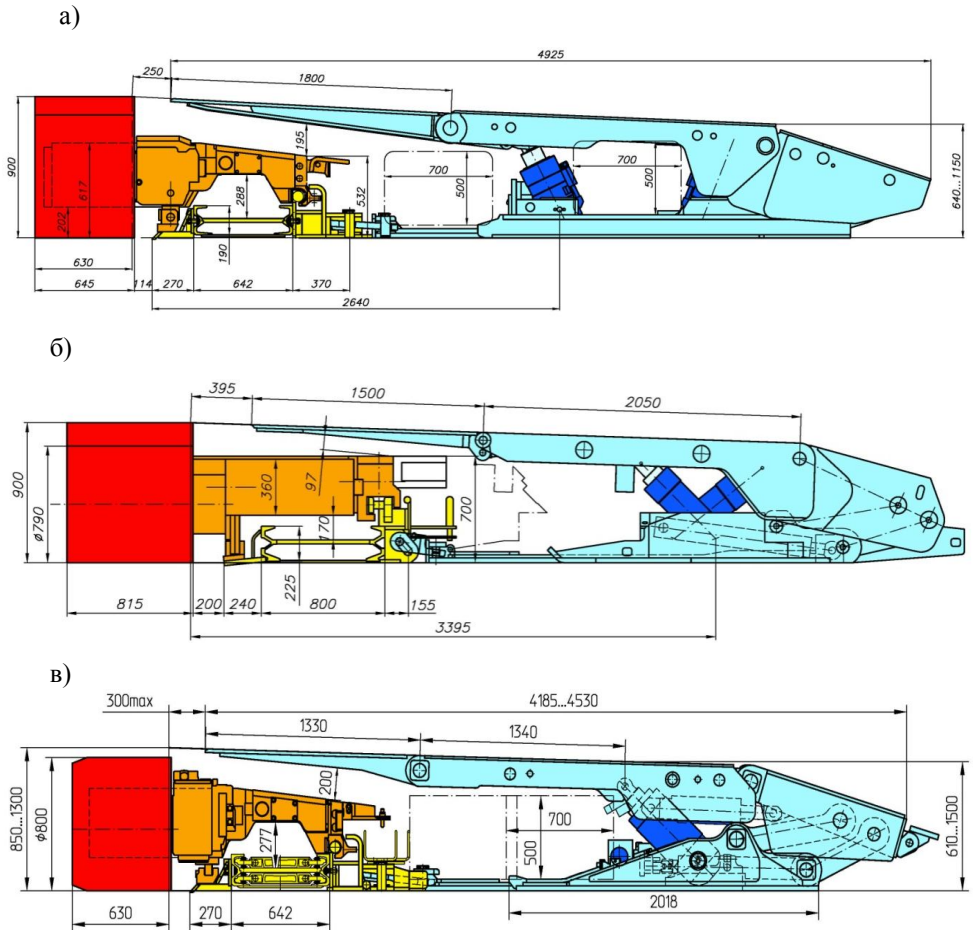


Рис. 5. Сопоставление различных структурно-технических решений комплексов: а – 1МКД90; б – MVPO; в – МДМ

– расширение рабочего диапазона и увеличение максимального предела отрабатываемой мощности пласта до 1,5 м (с соответствующим сокращением необходимой шахте номенклатуры оборудования и улучшением управления кровлей на пластах со значительными колебаниями мощности пласта);

– улучшение условий работы персонала, условий вентиляции и безопасности за счет наличия двойного прохода между конвейером и гидростойками крепи (в комплексе 1МКД90 второй проход размещен между рядами стоек, а в комплексе MVPO после передвижки секции крепи ширина прохода не соответствует нормативам по безопасности).

Эффективность реализации совокупности функций комплексов (рис. 1) в широком диапазоне условий их применения обеспечивается во многом благодаря разработке и освоению в производстве значительной номенклатуры горно-шахтного оборудования и индивидуализированному для условий конкретной лавы выбору технологии отработки и комплектующих машин.

Работы по развитию механизированной крепи, являющихся базовой машиной комплекса, выполнялись по двум направлениям – совершенствование четырехстоечных щитовых крепей КД90 и КД90Т, находящихся в серийном производстве, с конструктивными решениями, улучшающими их эксплуатационные качества, в том числе расширение их области применения, как по отрабатываемой мощности пласта, так и по соответствию характеристикам вмещающих пород (рис. 6) и создание принципиально новых двухстоечных однорядных крепей КДД, ДМ, ДТ [8-9] (рис. 7). Широкая номенклатура выпускаемых в настоящее время ОАО «Дружковский машиностроительный завод» типов механизированных крепей и их исполнений полностью отвечает всем условиям отрабатываемых шахтопластов Украины.

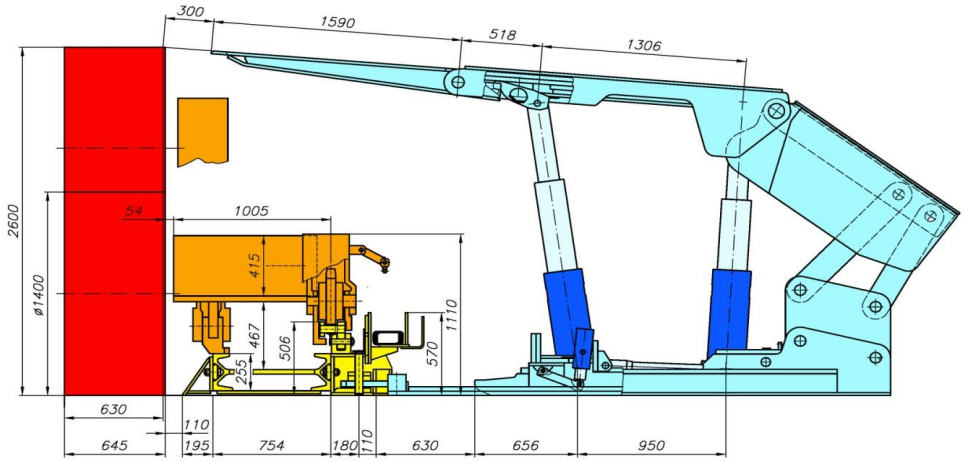


Рис. 6. Комплекс МКД90ТМ с увеличенным рабочим диапазоном по мощности пласта

Созданы новые типы и других забойных машин: скребковые конвейеры, обеспечивающие отработку лав длиной более 300 м; очистные высокопроизводительные комбайны с повышенным в 1,5-2 раза ресурсом; насосные станции и управляющая гидроаппаратура, позволяющие поднять скорость крепления, а соответственно и увеличить нагрузки на лавы.

В современных комплексах применяются скребковые конвейеры легкого и тяжелого класса. К первым относятся конвейеры на базе спецпрофилей с высотой рештачного става 190, 192, 205, 228 мм, ко вторым – на базе спецпрофиля 245, 255 мм. Выпускаемые конвейеры имеют энерговооруженность приводных блоков

110, 140, 160, 200, 250 кВт.

В зависимости от расположения тяговых цепей (центральное или разнесенное) конвейеры подразделяются на два типа СПЦ и СП, а от системы управления – односкоростные и двухскоростные. Кроме этого, навесное оборудование конвейера, имеет большое количество исполнений, предусматривающих применение разных типов очистных комбайнов.

Комбайны, в свою очередь, представлены тремя типами: с вынесенной системой подачи; с электрической бесцепной системой и гидравлической – как цепной, так и бесцепной. Каждый типа комбайна, как правило, имеет типоразмерный ряд по вынимаемой мощности пласта и конструктивные отличия опорно-движительного механизма в зависимости от исполнения конвейера.

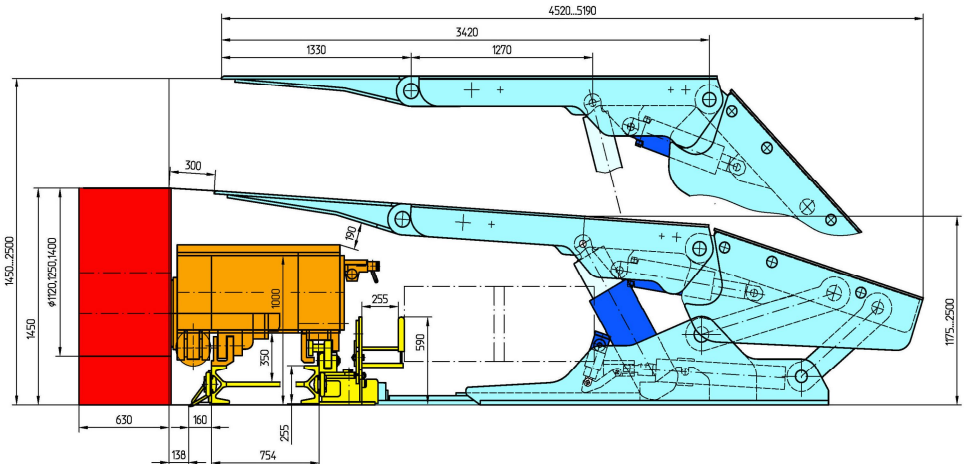


Рис. 7. Комплекс МДТ с комбайном КДК500 и конвейером КСД27

Для комплектации комплексов под разные технологические схемы созданы и широко применяются специальные двухстоечные и четырехстоечные концевые секции с завальными и удлиненными забойными консолями, которые обеспечивают выполнение работ по возведению охранных околоштрековых полос, поддержанию кровли в зоне приводных станций скребкового конвейера и их механизированной передвижке (рис. 8).

Освоено производство узких (0,75 м) концевых секций, исключающих большое обнажение нарушенной кровли в зоне сопряжения лавы со штреком (рис. 9).

С целью сокращения потерь времени на концевых операциях и улучшения состояние участковых выработок очистные комплексы комплектуются разными типами крепей сопряжения КС, УКС, МКС и исполнениями на их базе (рис. 10).

Применение концевых секций, крепей сопряжения, специального исполнения скребковых конвейеров и очистных комбайнов (рис. 11), обеспечивающих их мак-

симальный выезд в зону прилегающих к лаве выработок, позволяет сократить потери времени на концевых операциях, снизить объемы ручного труда, существенно повысить безопасность ведения работ и поднять производительность очистных комплексов за счет увеличения коэффициента машинного времени.

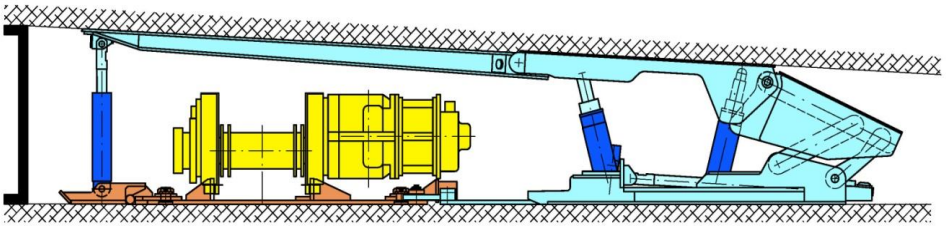


Рис. 8. Исполнение концевых секций с шагом установки 1,5 м

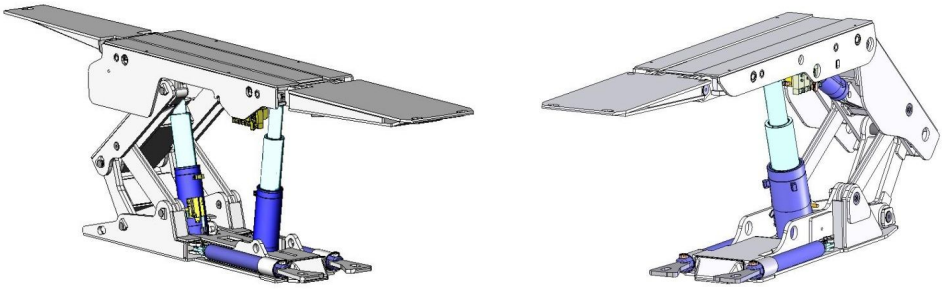


Рис. 9. Исполнения концевых секций с шагом установки 0,75 м

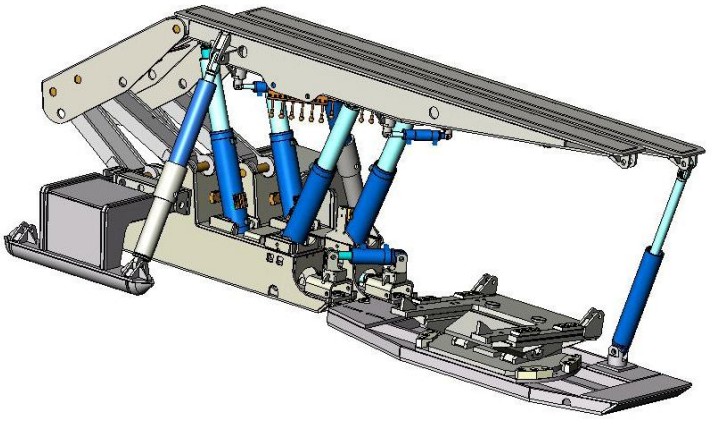


Рис. 10. Крепь сопряжения КС

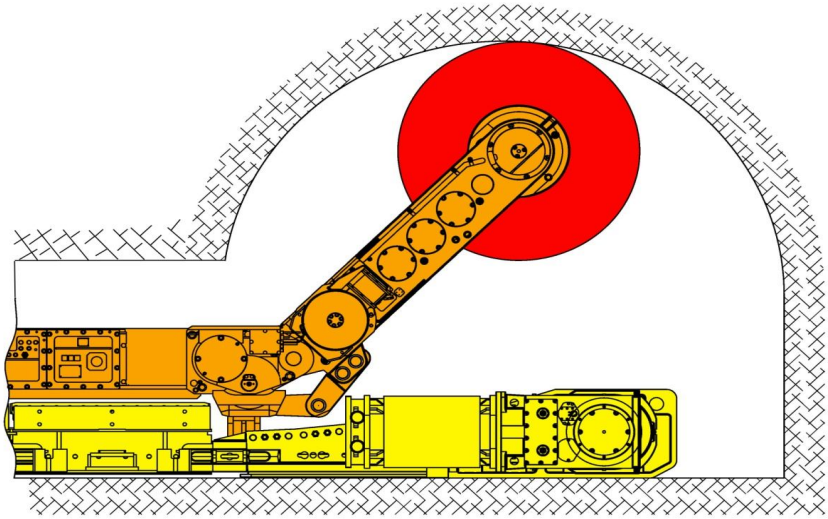


Рис. 11. Исполнение оборудования комплекса с возможностью обработки забоя штрека

Выводы и направления дальнейших исследований:

– предложен функционально-структурный метод выбора оборудования комплекса, согласования и оптимизации его параметров на базе системного анализа характера взаимодействия основных видов комплектующих его машин и их влияния на обеспечение эффективности работы комплекса;

– по результатам проведенных исследований разработаны новые технические решения систем агрегатирования, функционально-структурные и компоновочные решения очистных комплексов;

– разработаны и внедрены комплексы нового поколения для отработки тонких пластов и пластов со сложными горно-геологическими условиями, превосходящие лучшие отечественные и зарубежные аналоги по ряду функциональных показателей и обеспечивающие повышение безопасности ведения работ;

– разработано и находится в эксплуатации свыше 160 индивидуальных исполнений высокопроизводительных комплексов нового поколения на базе новых и модернизированных конструкций различных видов забойной техники (щитовые крепи, комбайны, конвейеры, крепи сопряжения, концевые крепи и др.), обеспечивающих эффективную выемку угольных пластов всего диапазона горно-геологических и горнотехнических условий шахтопластов Украины.

Список литературы

1. Концепция реформирования угольной отрасли. Одобрено Распоряжением Кабинета министров Украины от 14.05.2008 г. №737-р. Ведомости Министерства угольной промышленности Украины. – 2008. – №5. – С. 8-12.

2. Косарев В.В. Новый этап в развитии угольного машиностроения Украины /Уголь Украины. – 2004. – №12. – С. 3-10.

3. Теньес Б. Инновационные высокопроизводительные добычные участки на шахтах компании ДСК – первые итоги и следствия. – «Глюкауф». – 2000. – №4. – С. 11-17.

4. Martin H., Pashedag U. Shearer versus plows. «American Longwall Magazine». – 2006 r.

5. Armburger J., Chadwick R., Paschedag U. Shearers: a new generation. World Coal. – 2007.

6. Стадник Н.И., Мезников А.В., Руденко И.Ю. Электрооборудование для очистных комплексов высокой энерговооруженности /Уголь Украины. – 2006. – №5. – С. 23-27.

7. Косарев В.В., Стадник Н.И, Андреев Г.В., Рябченко А.С. Результаты работ по созданию высокоэффективного очистного комбайна нового технического уровня УКД300 /Уголь Украины. – 2005. – №11. – С. 20-22.

8. Косарев И.В., Косарев В.В., Вассерман И.Г., Андреев Г.В. Разработка методики исследования и выбора параметров механизированных щитовых крепей при создании двухстоечной крепи ДМ для тонких пластов. Горное оборудование и электромеханика. – 2005. – №1. – С. 50-56.

9. Косарев И.В., Андреев Г.В., Непомнящий А.Л., Овчаренко В.А. Крепи щитовые двухстоечные типа ДТ и ДТМ / Уголь Украины. – 2005. – №7. – С. 20-21.

УДК 622.273:658.012.122.001.57

© О.М. Кузьменко, В.Д. Рябічев,
О.А. Козлов, О.В. Хейло

ПЛАНУВАННЯ РОЗВИТКУ ГІРНИЧИХ РОБІТ З ОБМЕЖЕНИМИ ПАРАМЕТРАМИ ШАХТНИХ ПОЛІВ ДЛЯ РЕАЛІЗАЦІЇ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ВИДОБУВАННЯ ВУГІЛЛЯ

Розглянуто напрямок розвитку інтенсифікації гірничих робіт в умовах обмеження параметрів шахтного поля та потужності вугільних пластів.

Рассмотрено направление развития интенсификации горных работ в условиях ограничения параметров шахтного поля и мощности угольных пластов.

The direction of development mountain intensifications of mountain works in conditions of restriction of parameters of a mine field and capacity of coal layers is considered.

Сучасний розвиток підземної розробки вугільних пластів Донбасу ґрунтується на широкому впровадженні концентрації та інтенсифікації гірничих робіт за рахунок впровадження високопродуктивних очисних комплексів і прохідницьких комбайнів нового технічного рівня. Ця техніка має в 2-3 рази більший ресурс за попередню, що застосовувалась при розробці тонких і вельми тонких вугільних пластів. На діючих шахтах України в запасах, що залишилися, домінують саме ці потужності. В подальшому необхідно орієнтуватися саме на таку потужність, де знаходиться до 70% запасів вугілля на великих глибинах.

Рівень концентрації гірничих робіт є важливим чинником, що визначає продуктивність праці та економічну ефективність виробництва. Цей чинник складається з двох елементів: концентрація виробництва і концентрація гірничих робіт. Головним критерієм концентрації виробництва є виробнича потужність шахти. З її збільшенням трудомісткість праці на допоміжних ланках виробництва зменшується. Продуктивність праці збільшується, а собівартість вугілля знижується. Це підтверджено світовим досвідом передових вугледобувних країн, таких як США, Австралія, ПАР, Польща, Росія.

Концентрація гірничих робіт оцінюється головним критерієм, що виражає кількість очисних вибоїв, необхідних для добування 1000 т вугілля в середньому на добу шахтою. Цей показник має гіперболічну залежність і свідчить про те, що зі збільшенням концентрації гірничих робіт зменшується загальна кількість очисних вибоїв на 1000 т по шахті, а продуктивність праці працівників зростає. При зменшенні кількості очисних вибоїв скорочуються всі складові ділення шахтного поля на частини

(панелі, пласти, блоки, горизонти), що призводить до зниження вагомої протяжності підготовчих виробок по шахті в цілому.

В Донецькому басейні розробка пластів на великих глибинах, із застосуванням стовпових систем розробки, призводить до значних витрат на ремонт підготовчих виробок ще до початку їх експлуатації на добувній дільниці.

Останніми роками проблемам охорони і підтримання підготовчих (дільничних) виробок приділяється не менше уваги, ніж очисним. Це пов'язано з тим, що стан цих виробок визначає своєчасний видобуток й транспортування вугілля, доставку матеріалів, надійне провітрювання шахти і безпеку виконання гірничих робіт в шахті. З пониженням рівня ведення гірничих робіт на глибини більше ніж 700 м, стан гірничих виробок погіршується, як за умовами гірського тиску, так і низької якості матеріалів, що застосовуються для спорудження виробок. Знижується надійність виробок для забезпечення виробничих процесів за рахунок зниження їх стійкості. Зросла частота дрібноамплітудних порушень на 1000 м за простяганням вугільного пласта. В середньому 4-5 геологічних порушень переходяться гірничими роботами у виїмковому полі. Як наслідок, збільшується кількість зон з послабленими породними зв'язками і перехідними зонами, що утворюються навколо них. Гірничі роботи переходять із зони порід з послабленими структурними зв'язками до зони порід з підвищеними напруженнями. Протяжність таких зон визначається амплітудою зміщувача та потужністю породних шарів.

Під дією гірського тиску структурні блоки починають рухатися у бік послабленого градієнтного поля, утворюючи концентрацію напружень на їх межі. Рух блоків призводить до розвантаження масиву і просипання породи до виробки. Після відновлення форми і перекріплення виробки починається новий цикл концентрації напружень у перехідній зоні. Циклічність втрати виробкою експлуатаційних параметрів призводить до 5-6 разів її перекріплення та протягом терміну служби (1,5-2 роки), а при наближенні очисних робіт до геологічного порушення – 6-7 разів.

Відомою тезою є те, що прогрес в технології гірничого виробництва та його удосконалення оцінюють зниженням трудомісткості робіт при одночасному зростанні кількості видобутого вугілля. З цього слідує, що інтегрованим показником рівня технології гірничого виробництва є продуктивність праці та трудомісткості робіт, які найбільш точно відображають її стан.

Більшість діючих шахт Донбасу мають об'єктивні труднощі щодо впровадження сучасної тенденції інтенсифікації гірничих робіт, а саме, збільшення довжини виїмкових стовпів до 2000-3000 м і довжини лави до 300-400 м. Ці обмеження обумовлені розмірами шахтного поля та великою частотою геологічних порушень. Складно проводити підготовчі тупикові виробки великої довжини та її ефективно провітрювати. До цього додається небезпека залишити працівників у складному становищі за фактором обмеженості дії засобів захисту органів дихання. Їх ресурсу може не вистачити через велику дистанцію руху працівників до виробки зі свіжим повітрям при виникненні підземної пожежі.

Відомо, що розмірність рівня інтенсифікації технології дозволяє оцінити частку кожної технологічної ланки в загальному рівні технології шахти. Таким показником розмірності є трудомісткість робіт на 1000 т добового видобування вугілля. Його

наявність дозволяє порівнювати рівні технології ефективності виймання вугілля за різних гірничо-геологічних умов. Але в цьому показнику важливе значення має потужність вугільного пласта, що виймається. При збільшенні потужності пласта покращується вентиляція, є можливість пропустити більшу кількість повітря не порушуючи обмеження за швидкістю, покращуються ергономічні умови праці в робочому просторі лави. За різної потужності вугільного пласта більш коректним є порівняння показника трудомісткості, що відображує витрати праці для видобутку вугілля з площі 1000 м^2.

Світовий досвід впровадження інтенсивної технології видобування вугілля свідчить про те, що рівень технології повинен відповідати витратам праці не більш ніж 100-105 виходів на 1000 м^2 відпрацьованої площі пласта при широкому впровадженні зворотно точної схеми провітрювання. Таким чином, площа виїмкового стовпа (поля) є визначальною для оцінки ефективності технології при прийнятті планувальних рішень з напрямку розвитку гірничих робіт.

Площа виїмкового стовпа (поля) складається з його довжини і довжини лави. Їх підготовка до експлуатації має різні технології, а їх стан залежить від тривалості часу знаходження в конкретних гірничо-геологічних умовах. Існує пряма залежність початку очисних робіт від темпів проведення виїмкових виробок та їх стану у виїмковому стовпі. В свою чергу, при експлуатації виїмкової дільниці, стан підготовчих виробок залежить від темпу посування очисного вибою та параметрів технології очисного виймання, особливо на кінцевих ділянках лави.

Аналіз роботи механізованих очисних комплексів показує, що через невідповідність їх технічних характеристик гірничо-геологічним умовам продуктивність очисного вибою зменшується на 40-50%. В окремих випадках за цієї причини комплекси доводиться демонтувати до закінчення відпрацювання виїмкового стовпа [1].

При обмежених розмірах шахтних полів слід більше уваги надати збільшенню довжини лави, бо цей параметр підготовки запасів до очисного виймання має переваги перед довжиною виїмкового стовпа, особливо на великих глибинах і за наявності геодинамічних явищ. На більшості шахт Донбасу існуючі темпи проведення виїмкових виробок не задовольняють вимогам інтенсифікації добування вугілля, де швидкість посування підготовчих і очисних вибоїв повинна бути однаковою з невеликим випередженням у часі підготовчими. Для дотримання цих вимог треба підвищити швидкості посування вибоїв підготовчих виробок, або послабити посування очисних вибоїв не втрачаючи продуктивності видобувної дільниці. Підвищити темпи посування підготовчих виробок неможливо у більшості випадків за об'єктивних причин. Складність гірничо-геологічних умов і відсутність технічних засобів, що не можуть вирішити цю проблему: газ, вода геологічні порушення, важкі умови праці, великий обсяг ручної праці при виконанні допоміжних операцій і процесів, велика глибина і висока температура порід (38-42^0 С), циклічність робіт профілактики гірського масиву та інші обставини, що стримують розвиток гірничих робіт. Крім цих стримуючих факторів у збільшенні площі виїмкових полів фактично на більшості шахт не має можливості підготувати виїмкові стовпи (поля) довжиною в 2000-3000 м не порушуючи топологію мережі гірничих виробок діючої шахти та її технічні межі. За цих обставин слід звернути увагу на інший параметр виїмкового стовпа

(поля) – довжину лави.

Збільшення довжини лави скорочує тривалість непродуктивної роботи комбайна на кінцевих ділянках, що витрачається на виконання косих заїздів. На рис.1 наведено графік зміни коефіцієнта непродуктивної роботи комбайна при вийманні вугілля на кінцевих ділянках лави. Так при виконанні косого заїзду комбайн робить холостого перегону сумарно до 40-50 м.

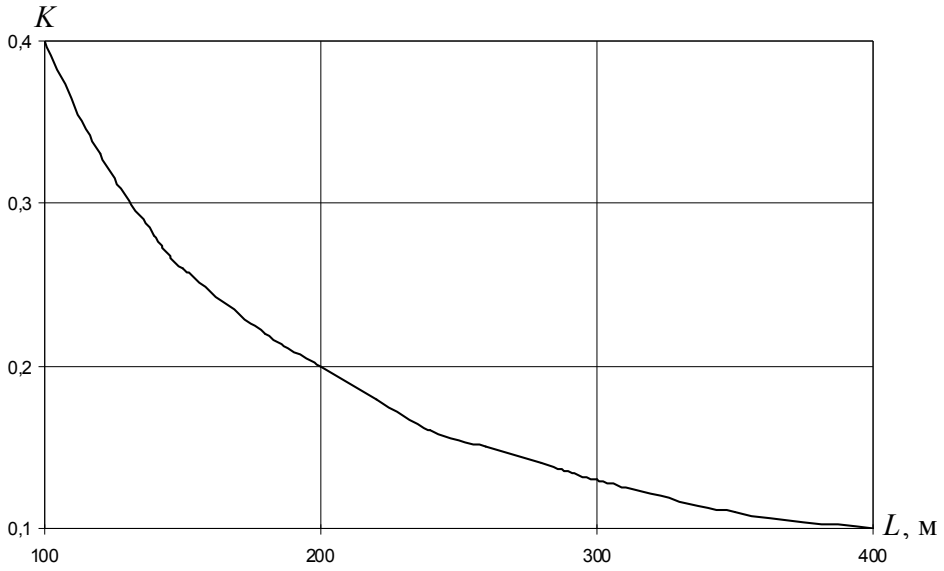


Рис. 1. Залежність коефіцієнта непродуктивної роботи комбайна на кінцевих ділянках K лави від її довжини L

Аналіз графіка показує, що коефіцієнт непродуктивної роботи комбайна зменшується за гіперболічною залежністю при збільшенні довжини лави. Причому динаміка зменшення має різний характер, де можна виділити три інтервали. Перший інтервал 100-200 м, де коефіцієнт непродуктивної роботи комбайна знижується в 2 рази. Другий – 200-300 м має зниження в 1,6 рази і третій – 300-400 м – 1,25 рази. З цього слідує, що чим більша довжина лави, тим значення кінцевих операції в загальному часу циклу не стає таким суттєвим і менш впливає на продуктивність роботи комбайна з виймання вугільного пласта.

Для підтвердження економічної доцільності збільшення довжини лави було виконано аналіз собівартості вугілля на добувній дільниці, використовуючи відому і добре апробовану техніко-економічну модель. Результати моделювання наведені на рис. 2.

Аналіз графіка зміни собівартості від довжини лави дозволяє констатувати, що при зміні довжини лави від 100 до 500 м при однаковій площі виймального стовпа,

собівартість 1 т вугілля знижується в п'ять разів і збільшується продуктивність очисного вибою. Найбільш впливовими є довжини лав в інтервалах 100-180 м і 190-280 м, при подальшому збільшенні довжини лави зниження собівартості не є стільки суттєвим між собою, але в порівнянні з попередніми інтервалами воно є значущим.

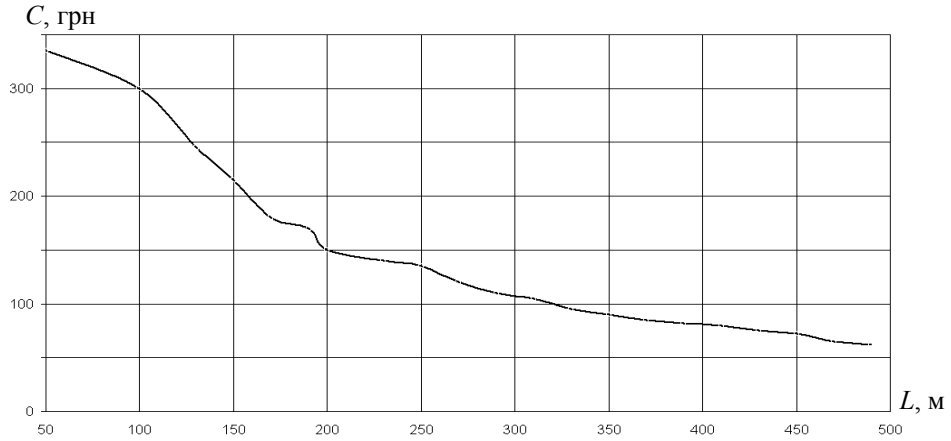


Рис. 2. Залежність собівартості 1 т вугілля від довжини L лави

Збільшення довжини виїмкового стовпа з 750 до 3000 м не суттєво впливає на собівартість 1 т добутого вугілля на дільниці, оскільки проведення виймальних виробок фінансується за іншою статтею витрат на ведення гірничих робіт. Доцільно збільшувати довжину виймального стовпа коли є можливість використати ресурс комплексу очисного обладнання у повному обсязі до капітального ремонту без проведення монтажних робіт. На собівартість вугілля найбільш впливовими є інтервали довжини виїмкового стовпа 750-1000 м і 1100-1800 м.

Збільшення довжини лави дозволить застосувати інші аргументи технологічного рішення, що знаходяться в площі дії швидкості руйнування вугільного пласта та динаміку зростання навантаження на механізоване кріплення. Швидкість посування комбайну впродовж лави впливає на динаміку перерозподілу навантаження між вугільним масивом і робочим простором лави. При збільшенні швидкості час на руйнування вугільного масиву скорочується за гіперболічною залежністю, і при синхронній роботі механізованого кріплення можливо досягти рівномірного розподілу розвантаження безпосереднього шару покрівлі (рис. 3). Аналіз отриманої залежності показує, що найбільш суттєві зміни відбуваються при швидкості посування комбайну від 1 до 3 м/хв, де час руйнування масиву скорочується в 2,85 рази та в 2 рази діапазони швидкостей – від 3 до 8 м/хв.

При рівних умовах швидкість посування комбайна можна зменшити підвищуючи його продуктивність за рахунок збільшення ширини захвату. Відомі приклади, коли на пологих тонких вугільних пластах Донбасу широкозахватні комбайни «Дон-

басс-1Г» забезпечували продуктивність очисного вибою 1000 т і більше на добу при хорошій організації праці.

Збільшення ширини захвату комбайна на тонких і вельми тонких пластах є ще одним аргументом, що продуктивна площа вугільного пласта є визначальною при впровадженні інтенсивних технологій та прийнятті планувальних рішень розвитку гірничих робіт. Між розмірами довжини виїмкового стовпа та лави є пряма залежність для визначення еквівалентної продуктивної площини вугільного пласта з однаковими технологічними можливостями при виборі механізованого очисного комплексу та напряму розвитку гірничих робіт. Граничними умовами для збільшення довжини лави є технічна спроможність конвеєра транспортувати вугілля до виїмкових виробок.

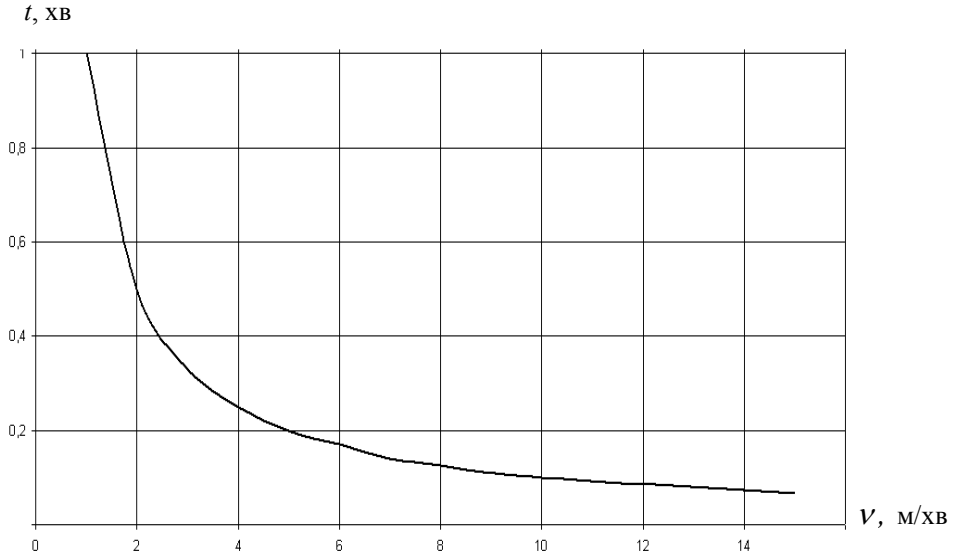


Рис. 3. Залежність часу t руйнування вугільного пласта від швидкості v посування комбайна

Це суто технічна проблема, а не технологічна для збільшення фронту очисного виймання вугілля на певній ділянці шахтного поля. Є досвід концентрації гірничих робіт на шахтах Донбасу. Основою може бути добре освоєна, в минулому, система розробки вугільних пластів з діленням поверху на підповерхи, з транспортуванням вугілля на передні чи задні групові виробки (бремсберг, похилий). Похила висота поверху досягала довжини 400 м і продуктивність очисних вибоїв була високою, навіть за старих засобів виробництва. Вона потребує продуманої організації праці на добувній дільниці і при застосуванні нових очисних комплексів можна досягти значних результатів як з концентрації, так і з інтенсифікації гірничих робіт, тим більш,

що не має можливості на більшості шахт збільшувати довжину виїмкового стовпа за об'єктивних причин, пов'язаних з колективною безпекою працівників в екстремальних ситуаціях, таких як підземна пожежа.

Висновки

При розробці тонких і вельми тонких вугільних пластів Донбасу довжина лави повинна бути не меншою за 200 м при переважній величенні цього параметру 250-300 м і навіть до 400 м при більш сприятливих гірничо-геологічних умовах та наявності потужних конвеєрних установок.

Збільшення довжини лави дозволить вирішити проблему концентрації та інтенсифікації гірничих робіт на більшості шахт Донбасу та підняти продуктивність очисного вибою при скороченні часу і ресурсів на проведення підготовчих виробок в складних гірничо-геологічних умовах.

Список літератури

1. Баранов С.Г., Розенбаум М.А., Савченко П.Ф. Обеспечение высокопроизводительной работы механизированных комплексов в различных горно-геологических условиях. //Уголь. – 2001. – №11. – С. 32-36.

УДК 622.831.322

© М.А. Ильяшов, А.В. Агафонов

ПРИМЕНЕНИЕ ДВУХФАЗНЫХ ВЫСОКОНАПОРНЫХ СТРУЙ ДЛЯ УСТРАНЕНИЯ ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Представлено аналіз проблеми запобігання викидів вугілля й газу при проведенні підготовчих виробок, визначені основні напрямки її рішення, описані параметри технології, що базується на застосуванні двофазних високонапірних струменів, що забезпечують безпечне й ефективне ведення гірничопідготовчих робіт.

Представлен анализ проблемы предотвращения выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработках, определены основные направления ее решения, описаны параметры технологии, базирующейся на применении двухфазных высоконапорных струй, обеспечивающие безопасное и эффективное ведение горно-подготовительных работ.

The analysis problem of prevention extrass coal and gas is presented during a conduct preparatory working, basic directions of its decision are define, the parameters of technology, being based on application of diphasic high-pressure streams are described, providing the safe and effective conduct of underground-preparatory works.

Современное состояние проблемы внезапных выбросов угля и газа указывает на первоочередную необходимость разработки совершенных научно-технических решений по их предотвращению, в первую очередь в подготовительных выработках, в которых они наиболее распространены и составляют более 80% от общего их количества на шахтах Донецкого бассейна. В настоящее время имеются достаточно надежные способы предотвращения внезапных выбросов на основе щелевой разгрузки и нагнетания воды в угольный пласт в режиме рыхления. Однако, низкий уровень технологического и технического обеспечения этих способов требует значительных трудовых затрат и времени на их реализацию, что на 40...60% снижает темпы проведения выработок в выбросоопасных зонах [1].

Современные достижения в области гидравлического разрушения различных материалов, в том числе и горных пород, явились основой для разработки технологий проведения подготовительных выработок с образованием разгрузочных щелей и полостей двухфазными высоконапорными струями. Специфичность технологий устранения выбросоопасности, основанных на образовании разгрузочных щелей и полостей во вмещающих угольный пласт породах высоконапорными струями состоит в

использовании абразивных добавок к воде для повышения ее разрушающей способности. В практике двухфазные струи применяются достаточно широко для перфорации скважин и повышения за счет этого их продуктивности при добыче нефти и газа, для нарезки блоков из крепких пород, разрушения монолитных фундаментов, опор и т.д. [2, 3, 4, 5, 6]. Ярким примером их использования является образование отверстий в прочном корпусе атомной подводной лодки «Курск» для крепления канатов при ее подъеме со дна Баренцева моря. В качестве абразивной добавки, вводимой в высоконапорную струю, применяется в основном кварцевый песок. За счет этого эффективность гидравлического разрушения увеличивается в 2…5 раз. Применение двухфазных струй для образования разгрузочных щелей и полостей с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа рассмотрено в работах [7, 8, 9].

Известны две схемы подачи двухфазной струи к исполнительному органу (насадке). По первой схеме водоабразивная смесь под небольшим давлением поступает в смесительную камеру непосредственно у насадки, проходящая через нее рабочая жидкость под высоким давлением, увлекает за собой абразив. По второй схеме водоабразивная смесь под низким давлением поступает в высоконапорный насос, где смешивается с рабочей жидкостью. Далее по высоконапорным рукавам она подается к исполнительному органу.

Первая схема широко применяется за рубежом, вторая – в бывшем СССР. Громоздкость оборудования для реализации первой схемы, исключающая возможность размещения его в выработках и быстрый износ плунжеров высоконапорных насосов при подаче двухфазной струи к насадке по второй схеме не позволяет применить ни ту, ни другую в шахтных условиях. В связи с этим предложена иная схема формирования высоконапорной двухфазной струи, которая может быть реализована с серийным оборудованием для угольных шахт [7]. Отличительной особенностью этой схемы является наличие смесительного устройства, функционирующего на принципах струйного насоса для гидротранспорта абразива. Используя высоконапорные насосы, применяемые для выполнения мероприятия по предотвращения газодинамических явлений – нагнетания воды в угольный пласт в режиме рыхления, формируется двухфазная высоконапорная струя с гидродинамическими параметрами, близкая однофазной, но обладающая существенно более высокой разрушающей способностью за счет ее обогащения абразивом.

Технологический процесс устранения выбросоопасности, основанный на образовании разгрузочной щели в породах кровли или почвы состоит в том, что над или под пластом параллельно ему располагают серию шпуров диаметром 43...45 мм на заданную глубину щели. Затем поочередно в каждый из них вводят исполнительный орган и двухфазной струей, направленной в сторону соседнего шпура, при поступательном перемещении ее разрушают целики между ними, создавая сплошную щель по всей ширине забоя выработки.

Для реализации технологии НПО «Углемеханизация» разработало установку пескоструйную УП, включающую исполнительный орган, размещаемый в манипуляторе бурильной установки и пескосмесительное устройство, смонтированное на платформе шахтной вагонетки. В комплект поставки входит насосная установка типа УНШ, развивающая давление до 32 МПа производительностью 12 $м^3$/ч и высоко-

напорные рукава.

Опыт эксплуатации установки в выработках угольных шахт, разрабатывающих пласты опасные по газодинамическим явлениям, позволил определить оптимальные параметры разрушения массива. Так, была установлено рациональное содержание абразива в двухфазной струе, которое составило около 90 г/л. При более высоких значениях этого параметра, а также увеличении прочности разрушаемых пород, существенного повышения эффективности разрушения не происходит.

Важным параметром, определяющим эффективность работы установки, является скорость перемещения двухфазной струи вдоль шпура. Этот показатель характеризует затраты времени на выполнение мероприятий по предотвращения газодинамических явлений.

Установлено, что скорость перемещения V_n удовлетворительно описывается выражением:

$$V_n = \frac{0{,}023}{f}, \text{ м/с}, \tag{1}$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодъяконова.

В процессе исследований оказалось, что создать сплошную разгрузочную щель при ориентации насадки строго в направлении соседнего шпура не возможно. Причиной тому явилась нестыковка ее участков (пазов), образуемых из смежных шпуров, из-за отклонения последних от заданного направления бурения. Исключить это явление возможно путем задания наклона плоскости паза к плоскости, проходящей через оси соседних шпуров. Для этого необходимо выбрать такое расстояние a между шпурами, при котором происходило бы пересечение образуемых встречными струями пазов длиной l_n с учетом их отклонения b от заданного направления. Для гарантированного пересечения пазов угол их наклона α должен удовлетворять следующему условию:

$$\alpha = arcsin(2b/a). \tag{2}$$

Используя несложное математическое преобразование, получаем:

$$l_n = \frac{a^2}{(a^2 - 4b^2)^{1/2}}. \tag{3}$$

Полученная зависимость характеризуется экстремальными значениями (минимальными), определить которые можно путем дифференцирования выражения (3) с последующим приравнивание его к «нулю» и решением полученного уравнения относительно b. При этом обеспечиваются минимально возможные размеры пазов, обеспечивающие сплошную разгрузочную щель [10].

Для практической реализации технологии с целью обеспечения сплошности

разгрузочной щели по известному значению l_n и величине отклонения шпуров от заданного направления b, которое зависит от их глубины l и практически составляет не более $0{,}03l$, определяют расстояние между шпурами из выражения (2). Поскольку решение этого уравнения имеет два значения, то к учету принимаются большие из них, соответствующие максимальным расстояниям между шпурами. Отрицательное значение подкоренного выражения указывает на то, что из-за высоких отклонений шпуров сплошность щели не достигается. В этом случае необходимо вносить коррективы путем уменьшения длины шпуров, исходя из соотношения:

$$l = l_n / 0{,}12. \tag{4}$$

С целью упрощения процедуры определения расстояния между шпурами при образовании щели, в зависимости от крепости пород, допускается использовать выражение

$$a = 1{,}9 / f + 0{,}1 \text{ м}. \tag{5}$$

По этой схеме формирование щели начинается от крайнего шпура струей, направленной в сторону массива за контуром выработки, а затем последовательно из каждого шпура в сторону соседнего. Текущий контроль сплошности щели между смежными шпурами осуществляется визуально по выходу воды из шпура, в сторону которого направлена струя, и по наличию щели между ними на поверхности забоя выработки после выхода насадки из шпура. В случае, когда соединение пазов не происходит из-за отклонения их или струи от заданного направления, производят повторное образование щели между этими шпурами встречной струей, направленной из последующего шпура в сторону предыдущего.

Технологический процесс устранения выбросоопасности, основанный на нагнетании воды в угольный пласт в режиме рыхления (гидрорыхления) через вмещающие породы отличается тем, что нагнетательные скважины располагаются на некотором расстоянии от пласта. Затем в каждую скважину вводится исполнительный орган и двухфазной струей, направленной в сторону пласта, образуется скважинообразная полость, пересекающая породный слой и угольный пласт на полную мощность. После этого производится герметизация скважины и нагнетание в нее воды по обычной технологии гидрорыхления [11]. Для образования скважинообразных полостей используется также установка УП, а для нагнетания воды применяется входящая в ее комплект насосная установка УНШ. Эти полости в пласте, по сути, являются фильтрующей частью нагнетательных скважин. Поскольку образование полостей производится двухфазной струей, дальность разрушающего действия которой в породах меньше, чем в углях, то скважины должны располагаться от пласта на расстоянии, не превышающем возможную глубину образования полости в породах. Нагнетание воды в пласт со стороны его почвы или кровли принципиально не влияет на механизм гидрорыхления, но вследствие того, что подготовительные проводятся в основном с подрывкой пород кровли, то наиболее часто встречающейся является схемой расположения нагнетательных скважин в этих породах. Однако образование

полостей при этом будет осуществляться «затопленной» струей из-за ее прохождения через скопившуюся в них воду, что снижает разрушающую способность струи. Известно, что скорость разрушения пород и глубина образования воронкообразных полостей «затопленной» струей уменьшается на 55% по сравнению с действием обычной струи. Глубина полостей, образуемой обычной абразивной струей в породах крепость 4...8, составляет 0,6...0,7 м. С учетом степени ослабления действия «затопленной» струи, эта величина составит 0,25...0,31 м. Следовательно, скважины, из которых будет производиться образование полостей через породы кровли на угольный пласт, должны располагаться на расстоянии не более 0,2 м.

Для достижения идентичности режимов гидрорыхления угольных пластов при нагнетании воды через породные скважины и непосредственно пробуренные по пласту, величина фильтрующей поверхности полостей в пласте S_n должна быть эквивалентна поверхности фильтрующей части пластовой скважины S_c.

Поскольку S_n и S_c определяются из выражений:

$$S_n = \pi n d_2 m, \tag{6}$$

$$S_c = \pi d_1 l_\phi, \tag{7}$$

где d_1 – диаметр скважины;

d_2 – диаметр полости;

n – количество полостей в пласте;

l_ϕ – длина фильтрующей части скважины;

m – мощность пласта,

то, можно определить необходимое количество полостей, образуемых из одной скважины для гидрорыхления пласта через вмещающие породы, при которой их суммарная поверхность будет равнозначна поверхности фильтрующей части пластовой скважины

$$n = d_1 l_\phi / d_2 m. \tag{8}$$

Подставляя в выражение численные значения $d_1 = 0{,}045$ м, $d_2 = 0{,}02$ м и $l_\phi = 2$ м, получаем

$$n = 4{,}5 / m. \tag{9}$$

Первая полость должна образовываться непосредственно у забоя породной скважины, последующие через равные промежутки на участке скважины длиной 2 м от ее забоя, по аналогии с длиной фильтрующей части пластовой скважины. Тогда расстояние c между полостями составит

$$c = 2/n, \text{ м} \qquad (10)$$

Таким образом, достигается полная идентичность геометрических параметров породных и пластовых скважин для нагнетания воды в угольный пласт в режиме рыхления. Технология гидрорыхления и контроль его эффективности осуществляется в порядке, предусмотренном нормативным документом [12].

Проведенными исследованиями получены зависимости, позволившие обосновать основные параметры технологических процессов устранения выбросоопасности, основанных на использовании двухфазных высоконапорных водяных струй заключающиеся в следующем:

– введение абразивной добавки в высоконапорную струю повышает ее разрушающую способность пропорционально степенной функции коэффициента крепости угле и пород и экспоненциальной функции концентрации абразива, причем увеличение этого показателя при достижении концентрации абразива 90 г/л практически прекращается;

– сплошность разгрузочной щели, как необходимое условие эффективности предотвращения внезапных выбросов угля и газа, образуемой путем бурения во вмещающих угольный пласт породах серии параллельных шпуров по ширине забоя выработки и последовательного разрушения целиков между ними двухфазной струей, перемещаемой вдоль шпура и направленной в сторону соседнего, обеспечивается при расстоянии между ними, определяемым дальностью разрушающего действия струи при рациональной скорости ее перемещения с учетом крепости пород, глубины шпуров и их отклонения от заданного направления;

– скважины для гидрорыхления угольных пластов через вмещающие породы располагают на расстоянии от пласта не превышающем дальность разрушающего действия двухфазной струи, определяемой в зависимости от крепости пород, а количество скважинообразных полостей (каналов), образуемых этой струей из каждой скважины и пересекающих пласт, при длине фильтрующей части обратно пропорционально мощности пласта;

– технология образования двухфазными струями разгрузочных щелей и полостей во вмещающих породах с параметрами, обеспечивающими предотвращение внезапных выбросов угля и газа при проведении подготовительных выработок, осуществляется созданной для этого гидропескоструйной установкой УП с исполнительным органом, устанавливаемым на бурильной установке и регулируемой скоростью перемещения в зависимости от крепости пород.

Опыт применения технологий устранения выбросоопасности на основе двухфазных абразивных струй подтвердил надежность и эффективность используемых в них технических решений.

Список литературы

1. Kuzyra V. I., Agafonov A. V. Major research approaches to solve gas-dynamic problems in Donbas coal mines//Proceeding of the 27th international conference of safety in mines research institutes. – New Delhi (India). 20-23 February, 1997. – P. 331-340.

2. Мерзляков В.Г., Линник Ю.Н., Присташ. Исследования в области разрушения углепородного массива различными способами //Уголь. – 1997. – №9. – С. 22-25.

3. Сидоровский В.А., Маркин П.П. Стендовые испытания гидропескоструйных перфораций //Труды Гипротюменнефтегаза. – Вып. 10. – Тюмень, 1970. – С. 136-140.

4. Миклин Ю. А., Гусев В. И., Лесин Н. П. Некоторые пути усовершенствования гидроабразивной перфорации скважин //Сб. научн. трудов Всесоюзного нефтегазового НИИ. – Вып. 51. – М., 1994. – С. 70-75.

5. Yle Gene G. Cutting hard materials with abrasive entrained water jet – a progress report //7th. Symp. Jet Cutting Technol. – Ottawa, 26-28 June 1984. – Cranfield, 1984. – P. 481-490.

6. Application of Water Jet Cutting to Economical Tunnel Excavation /Honda H., Okuda K., Igarashi T. etc. //7th. Symp. Jet Cutting Technol. – Ottawa, 26-28 June 1984. – Cranfield, 1984. – P. 551-558.

7. Агафонов А.В. Способы и средства обеспечения безопасности проведения подготовительных выработок по выбросоопасным пластам. – Донецк: Донбасс, 1998. – 238 с.

8. Агафонов А. В. Образование разгрузочных щелей и полостей высоконапорными струями воды с абразивными добавками //Способы и средства создания безопасных условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. трудов. – Макеевка: МакНИИ. – 1998. – С. 140-147.

9. Вайнштейн Л.А., Агафонов А. В. Проведение подготовительных выработок по выбросоопасным пластам с использование высоконапорных водяных струй с абразивными добавками //Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: Сб. научн. трудов – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1989. – С. 61-63.

10. А.с. 1696733 СССР, МКИ Е21 F5/00. Способ предотвращения внезапных выбросов породы и газа при проведении горной выработки /Бобров А. И., Вайнштейн, Агафонов А.В. и др. (СССР). Бюл. №45, 1989.

11. Бобров А.И., Агафонов А. В., Недосекин Б. Н. Использование высоконапорных струй с абразивными добавками для предотвращения выбросов угля и газа //Безопасность труда в промышленности. – 1993. – №7. – С.41-42.

12. СОУ 10.1.00174088.011-2005. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. Київ: Мінвуглепром України, 2005. – 222 с.

УДК 622.272

© В.И. Никонец

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ МАРГАНЦЕВОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ УКРАИНЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

Наведено сучасні проблеми марганцеворудних підприємств України і показані шляхи їх вирішення.

Приведены современные проблемы марганцеворудных предприятий Украины и показаны пути их решения.

Modern problems of the manganese-ores enterprises of Ukraine is resulted and way of their decision.

Марганцеворудные предприятия Украины сосредоточены в Днепропетровской и Запорожской областях на базе Приднепровского месторождения марганцевой руды, простирающегося вдоль р. Днепр на 250 км с запада на восток и на 100 км с севера на юг. Месторождение представляет собой единую горизонтальную залежь окисной, смешанной и карбонатной руды, частично затопленную Каховским водохранилищем. Рудный пласт расположен в осадочных песчано-глинистых породах на глубине 40-120 м и имеет мощность с 0,5-3,3 м.

Наиболее богатая окисная руда с содержанием марганца 23-33% сосредоточена в северной части месторождения, на которой расположены города Орджоникидзе, Марганец и Запорожье. Общие запасы окисной руды до начала ее разработки составляли около 750 млн. т. За прошедшие 100 лет было добыто около 500 млн. т этой руды. Не вовлеченные в разработку запасы окисной руды в объеме порядка 100 млн. т сосредоточены на Больше-Токмакском участке месторождения. Около 90% разведанных запасов марганцевой руды представлены слабовостребованной металлургами карбонатной рудой с содержанием металла 14-23%.

Разработка марганцевого месторождения производится двумя горно-обогатительными предприятиями, принадлежащими корпорации «Приват». На предприятии ОАО «Орджоникидзевский ГОК» в эксплуатации находится 6 карьеров, а на предприятии ОАО «Марганецкий ГОК» – 2 карьера и 5 шахт.

На открытых и подземных горных работах применяются уникальные технологии, позволяющие разрабатывать полезное ископаемое, залегающее в сложных горно-геологических, условиях. Так, на большинстве карьеров разработана и впервые в мировой практике применена трехуступная комбинированная система разработки, включающая: на нижних уступах – бестранспортную систему, с использованием шагающих драглайнов с емкостью ковша от 8 до 20 м; на средних – транспортно-

отвальную, с использованием роторных экскаваторов производительностью до 5 тыс. м^3 в час и отвалообразователей с длиной консоли 150-190 м; на передовых – транспортную, с использованием конвейерного и автомобильного транспорта.

На подземных работах применяется циклично-поточная технология с выемкой руды малогабаритными комбайнами КДР-6 и конвейерной доставкой от очистных забоев до дневной поверхности. Освоена поточная технология с выемкой руды щитовыми механизированными комплексами ОКП.

В настоящее время на двух марганцеворудных комбинатах работает четыре обогатительных фабрики и одна обогатительно-агломерационная фабрика. Технологические схемы фабрик включают обогащение крупных классов мытой руды отсадкой и мелких фракций – по магнитно-гравитационной схеме. Производственная мощность фабрик составляет 3300 тыс. т марганцевого концентрата и 400 тыс. т агломерата в год. На агломерационной фабрике из карбонатной руды с содержанием марганца 14-16% получают агломерат с содержанием марганца 28%.

Марганцеворудные предприятия не только полностью удовлетворяют потребность ферросплавных и металлургических заводов Украины в марганцевой продукции, но и значительную её часть поставляют в другие страны. Общий объем добычи марганцевой руды за последние 5 лет приведен в таблице.

Таблица

ОБЪЕМ ДОБЫЧИ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ В ОАО «ОГОК» И ОАО «МГОК»

Показатели	Годы					
	2004	2005	2006	2007	2008	2009 /план/
ОАО «ОГОК»						
Руда	3312,0	4160,0	3725,0	3909,0	3520,3	2321,0
Концентрат	1270,0	1400,0	1308,0	1360,0	1204,3	863,0
В т.ч. высший сорт	270,0	293,0	278,0	300,0	253,0	182,0
Агломерат	420,0	420,5	Н.д.	451,2	367,8	330,0
ОАО «МГОК»						
Руда	2325,7	2164,6	2195,7	2212,0	1761,0	1912,0
Концентрат	993,9	914,1	937,2	964,0	771,3	831,0
В т.ч. высший сорт	300,6	331,4	335,8	340,0	272,0	296,0

Из-за кризисных явлений, фактический объем добычи марганцевой руды в текущем году будет в 2,0-2,5 раза меньшим, чем в 2008 г.

Одной из основных тенденций на марганцеворудных предприятиях Украины является тенденция снижения объемов добываемой руды и сокращения численности карьеров и шахт. Так, за последний год, в связи с доработкой запасов руды, были закрыты Запорожский карьер и шахта №1-бис. В ближайшие годы ожидается закрытие по разным причинам Басанского и Шевченковского карьеров, а также шахт №2 и

№8. Выбывающие производственные мощности не восполняются новыми добычными единицами.

Другой не менее важной тенденцией является тенденция снижения качества добываемой руды, что приводит к уменьшению объема концентрата первого сорта с содержанием марганца 43%. Так, например, ОАО «МГОК» за последние 10 лет доля концентрата первого сорта в общем объеме концентрата высшего сорта уменьшилась с 70 до 17%. Снижение качества отечественного рудного сырья ферросплавными заводами компенсируется путем увеличения в их продукции доли импортной руды с содержанием металла 46%. Это позволяет ферросплавным заводам максимизировать прибыль без компенсации тех потерь, которые несет вся страна в результате уменьшения количества рабочих мест из-за закрытия карьеров и шахт. Интересно, что самый крупный в Европе Никопольский завод ферросплавов с годовой производительностью 1,2 млн. т был построен для переработки бедной карбонатной руды.

Следовательно, сущность основной проблемы марганцево-рудных предприятий Украины, которые являются градообразующими для городов Марганец и Орджоникидзе, в назревающей угрозе постепенного сворачивания добычи собственной руды с одновременным наращиванием производства ферросплавов из импортного сырья. Это положение косвенно подтверждается прежде всего тем, что корпорация «Приват», монопольно владеющая марганцевыми и ферросплавными мощностями страны, приобрела значительные активы по марганцевой руде в Австралии и Грузии. Помимо этого, на марганцевых предприятиях не производится замена изношенного основного оборудования и сокращается его численность. Так, например, если в первые годы после приватизации в ОАО «ОГОК» было 10 роторных комплексов машин непрерывного действия производительностью 3-5 тыс. $м^3$ в час, 45 шагающих экскаваторов и 98 экскаваторов типа «прямая лопата» с емкостью ковша до 8 $м^3$, то сегодня на предприятии работает 7 роторных комплексов, 40 шагающих экскаваторов и 67 экскаваторов типа «прямая лопата».

Анализ показал, что первоначально корпорация «Приват» придерживалась стратегии развития производства и совершенствования технологий, применяемых на марганцевых предприятиях. Так, в начале текущего столетия была достроена и принята в эксплуатацию новая шахта №14/15 с годовой мощностью 500 тыс. т руды, испытана и внедрена в производство анкерно-рамная технология поддержания горных выработок, закуплены современные добычные комбайны, изготовлен новый забойный конвейер. В дальнейшем, по мере того как корпорация превращалась в мировую транснациональную компанию, что в общем-то является положительным явлением, ее стратегия изменилась, причем не в пользу собственной страны. Было прекращено финансирование научно-исследовательских и проектно-конструкторских работ, снижается производительность забоев, ухудшается состояние горных выработок, не выполняется следующее решение Госгорпромнадзора: «Продовжити разом з ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут» дослідження і розробки за темами «промислові випробування та впровадження у виробництво анкерної технології кріплення гірничих виробок» і «Дослідження та розробка заходів щодо зниження експлуатаційних втрат руди при відпрацюванні охоронних циліків гірничих виробок» [1].

В целом, для марганцевых предприятий Украины характерно, по нашему мнению состояние технологического застоя или кризиса, который проявляется в снижении производительности труда на вскрышных и добычных работах, в высоком износе технологического оборудования, в снижении выхода концентрата первого сорта, в отрицательной рентабельности производства. На марганцевых шахтах за последнее время производительность очистных забоев уменьшилась более чем в два раза, а потери руды в недрах увеличились в 1,4 раза [2].

Вот почему другая не менее важная проблема маргенцеворудных предприятий Украины заключается в необходимости возобновления процесса дальнейшего совершенствования применяемых технологий добычи и обогащения марганцевой руды. Особенно важно продолжить исследования по совершенствованию способов поддержания и проведения горных выработок в обводненных песчано-глинистых рудах и породах. Уменьшение плановых заданий на шахты в период кризиса способствовало преждевременной потере рабочего сечения выемочных штреков и снижению производительности очистных забоев.

Таким образом, в период кризиса, учитывая низкую эффективность марганцеворудной подотрасли и ее стратегическое значение для Украины и всего мирового сообщества, идеальным путем решения назревших глобальных проблем, на наш взгляд, является создание транснациональной марганцевой компании с крупным государственным пакетом акций. В этом случае государство смогло бы поддерживать конкурентоспособность компании путем устранения ее слабых сторон, например, своевременным совершенствованием законодательства, а также гарантировать ей инновационный путь развития за счет:

– строительства шахт нового поколения с элементами открыто-подземного способа разработки;

– вовлечения в разработку Больше-Токмакского участка месторождения, а также других перспективных участков, расположенных в пределах существующих горных отводов земли вокруг отработанных шахтных и карьерных полей;

– дальнейшего совершенствования открытого способа разработки путем применения технологии с гидравлической вскрышей легкодоступных запасов руды, затопленных Каховским водохранилищем, а также путем восстановления нарушенных горными работами водоносных песчаных горизонтов, обеспечивающих первозданное плодородие почвы;

– применения проходческо-очистных технологических комплексов, позволяющих устранить большинство ручных процессов, повысить качество горных выработок и скорость их проведения не менее, чем в 2,5-3 раза [2];

– промышленного освоения анкерной технологии поддержания горных выработок, которая прошла первую апробацию на марганцевых шахтах и которая позволяет повысить безопасность работ, а также снизить трудовые и материальные затраты в несколько раз [3];

– разработки техногенных месторождений, в которых сосредоточено около 200 млн. т марганцевой окисной руды с содержанием металла 12-14%;

– совершенствования технологии обогащения карбонатной марганцевой руды и др.

Список литературы

1. Протокол наради з питань розгляду та погодження плану розвитку гірничих робіт і нормативів втрат та збіднення корисних копалин на шахтах і кар`єрах ВАТ «Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат» на 2009 рік. – Київ: Держгірпромнагляду, 19 грудня 2008 р.

2. Никонец В.И. Совершенствование способов производства горных работ на марганцевых шахтах страны // Вісник КТУ. – 2009. – Вип. 23. – С. 28-32.

3. Никонец В.И. Технологические и экологические проблемы горно-металлургического комплекса Украины и пути их решения. // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ. – 2007. – Вып. 91. – С. 47-50.

УДК 622.7

© П.И. Пилов

АНАЛИЗ ФАКТОРОВ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ КАЧЕСТВО ПРОДУКЦИИ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Розглянуто вимоги до якості кам'яного вугілля, його основних споживачів, а також питання формування й забезпечення необхідного рівня якості, з урахуванням гірничо-геологічних, гірничопромислових умов і вимог ринку, а також існуючих стандартів.

Рассмотрены требования к качеству каменных углей, его основных потребителей, а также вопросы формирования и обеспечения необходимого уровня качества, с учетом горно-геологических и горнопромышленных условий и требований рынка, а также существующих стандартов.

Considered demand to quality of anthracite coals, his basic consume-tels, and also questions of forming and providing of necessary level of quality, taking into account mining-and-geological and mining condition and demands of market, and also existent standards.

От качества продукции угольных предприятий зависят производственные и экономические показатели, как потребителей – теплоэнергетических предприятий, так и самих горных предприятий. Необоснованный уровень качества угля в современных условиях может привести к экономической несостоятельности предприятий-производителей и потребителей.

В коксохимической промышленности используются марки каменных углей: *КЖ*, *К*, *Ж*, *ГЖ*, *ОС*, *ГЖО*, *Г*, которые существенно отличающиеся от других углей по спекаемости и коксуемости.

Способность углей спекаться имеет существенное значение при их технологическом использовании не только при коксовании, но и при газификации, получении синтетического жидкого топлива и адсорбентов, поэтому они являются более ценными.

Спекаемость углей обусловлена стадией их метаморфизма, петрографическим составом и степенью восстановленности, а также условиями предварительной подготовки и режимом нагревания Существенное значение имеет и крупность угольных частиц. Весьма важным является и поведение при коксовании в смеси с другими углями.

Спекающиеся каменные угли переходят в пластическое состояние при температуре выше 300° С с образованием парогазовых, жидких и твердых продуктов.

При оценке коксуемости углей учитывается выход кокса, его механическая прочность и гранулометрический состав.

Наиболее прочный кокс получается из углей марки *К*. Угли марки *Ж* образуют кокс с более низкой механической прочностью. Удовлетворительные механические свойства кокса получаются при совместном коксовании углей марок *Ж, К* и *ОС*. Угли марки ОС при самостоятельном коксовании образуют кокс повышенной истираемости, однако являются хорошими добавками к жирным углям. Наиболее низкий выход кокса получается при коксовании углей марки Г. При ее добавке к шихте для коксования, качество кокса снижается практически во всех случаях.

Немаловажную роль в оценке коксуемости играет опыт, накопленный коксохимическими заводами по спеканию смесей различных углей и их взаимозаменяемости в кокосовых шихтах, также наличие в углях вредных и балластных примесей, ресурсы углей, их стоимость и удаленность от угледобывающих предприятий.

Сжигание угля может осуществляться в пылевидном состоянии в стационарных котельных установках, в неподвижном и кипящем слое в стационарных котельных установках в отражательных печах, а также в других устройствах в коммунальном хозяйстве и в быту.

Для сжигания могут быть использованы все марки углей и антрацитов. Вместе с тем, каждый способ сжигания адаптирован к той или иной марке угля.

При сжигании углей большое значение имеют сведения о плавкости золы и ее измельчаемости для последующего использования при производстве цемента, извести, кирпича. Требования к составу и свойства золы регламентируются.

Для производства электроэнергии наибольшие объемы углей сжигаются в пылевидном состоянии. При этом их важнейшими характеристиками являются удельная теплота сгорания, измельчаемость и реакционная способность, которая связана с петрографическим составом и степенью метаморфизма углей.

Угли высокой степени метаморфизма является сырьем для получения углеродистых наполнителей (термоантрацита) для производства электродов и футеровочных материалов. Термоантрациты являются также основой для производства широкого класса изделий для химической промышленности, металлургии и машиностроения.

Электродные изделия с хорошими эксплуатационными свойствами получаются из углей, в которых при термической обработке при температуре до 1300-1500° С нет значительных изменений надмолекулярной структуры. К таким углям относятся высокометаморфизированные антрациты некоторых месторождений восточного Донбасса.

Антрациты в естественном виде и виде термоантрацита широко используются в литейном производстве. При этом они должны иметь: влажность 6%, зольность менее 10%, содержание серы – менее 2,5%, размер кусков – 50-100 мм, механическую прочность не менее 38%.

Для производства карбида кальция используются антрациты, имеющие зольность менее 6,5%, влажность менее 6,5%, содержание серы менее 1,5%.

Электрокорунд производится из антрацитов восточного Донбасса при следующих его характеристиках: зольность – менее 7%, влажность – менее 6%, содержание серы – менее 2%. содержание оксида кальция – менее 0,4%.

Для производства углеграфитных материалов используются спекающиеся угли с низким выходом летучих веществ и зольностью менее 2% марок *Ж*, *КЖ*, *К* и *ОС*.

Проблема качества и эффективности использования продукции угольной промышленности в значительной степени определяется как природными условиями (горно-геологические условия, мощность пластов, их материнская зольность, содержание серы), так используемыми технологиями добычи. Это предопределяет специфику ее решения, отличающуюся от других отраслей промышленности.

Понятие качества является комплексным, многофакторным и не поддается количественной оценке только лишь одним показателем. Интегральной характеристикой качества углей для энергетики может служить низшая теплота сгорания рабочего топлива. Она является важнейшим потребительским свойством топлива для его использования в энергетике.

Различают высшую теплоту сгорания углей, т.е. удельную теплоту сгорания органической массы угля (без примесей), и низшую теплоту сгорания рабочего топлива, т.е. удельную теплоту сгорания угля с учетом его зольности и влажности.

Высшая теплота сгорания связана с элементным составом углей, степенью их метаморфизма, что интегрально объединено в марке углей (табл. 1).

Таблица 1

ВЫХОД ЛЕТУЧИХ ВЕЩЕСТВ И УДЕЛЬНАЯ ТЕПЛОТА СГОРАНИЯ УГЛЕЙ ДОНЕЦКОГО БАССЕЙНА

Марка углей	Высшая теплота сгорания, кДж/кг	Выход летучих, %
Д (длиннопламенный)	31977-33858	35 и более
Г (газовый)	33022-34694	35 и более
Ж (жирный)	34694-36366	27-35
К (коксующийся)	35112-36575	18-27
ОС (отомщенный спекающийся)	35321-36784	14-22
Т (тощий)	35112-34694	17-8
А (антрацит)	35112 и более	менее 8

Низшая теплота сгорания рабочего топлива определяется как высшей теплотой сгорания угля, так и его зольностью, влажностью, составом минеральных примесей и другими элементарными показателями качества.

В практике энергетических расчетов используется следующая приближенная формула для определения низшей теплоты сгорания рабочего топлива (или низшей теплоты сгорания на рабочее состояние топлива) путем пересчета высшей теплоты сгорания с учетом количества балластных примесей:

$$Q_p^н = Q_в \frac{100 - A^d - W}{100} - 0{,}025W \text{ , МДж/кг}$$

$$\text{или } Q_p^н = Q_в \frac{100 - A^d - W}{100} - 6W \text{ , ккал/кг,}$$

где $Q^в$ – высшая удельная теплота сгорания угля;

A^d – фактическая зольность угля на воздушно-сухое состояние, %;

W – влажность угля, %.

Таким образом, доминирующим показателем, характеризующим качество угля, предназначенного для пылевидного сжигания на тепловых электростанциях, является низшая удельная теплота сгорания рабочего топлива.

Требования, предъявляемые к качеству угля, определяются технологиями его использования. В угольной электроэнергетике наиболее распространен способ сжигания в топках во взвешенном состоянии предварительно подсушенного и измельченного до крупности 0,1 мм топлива. Сгорание пылеугольного факела протекает в потоке, в котором достигается высокая эффективность окисления, обусловленная развитой поверхностью для реакции измельченного топлива с кислородом.

Для пылевидного сжигания могут использоваться, в принципе, угли всех марок. Фактически их зольность колеблется в пределах от 20 до 45%, что связано с имеющимися ресурсами.

В производстве электрической энергии топливная составляющая производственной себестоимости является основной. Она превышает две трети всех издержек.

Издержки на технологическое сырье (топливо) растут по абсолютной величине по мере увеличения расхода топлива на производство энергии, его цены, тарифов за перевозки и дальности, объемов его переработки на складах и в самом технологическом процессе. В этой составляющей себестоимости электрической энергии заключены наибольшие резервы экономии.

Снижение расхода топлива, кроме повышения экономических показателей, приводит к позитивному интегральному эффекту

Следует отметить, что при повышении зольности, при одной и той же выработке электроэнергии необходимо покупать и перерабатывать большее количество высокозольного натурального топлива. В результате электростанция перерабатывает больше шлаков, уловленной золы с соответствующими затратами средств и труда. Но зола несет много вредных компонентов, которые вызывают преждевременный эрозионный и коррозионный износ оборудования.

При проектировании каждой ТЭС учитывался топливный ресурс региона, марочный состав углей и их зольность. Поэтому каждая из ТЭС может иметь экономичный режим работы при качестве топлива с показателями качества, соответствующими проектным величинам.

В системе министерства топлива и энергетики Украины сейчас имеется 113 энергоблоков, предназначенных для работы на твердом топливе, т.е. на угле.

В табл.2 представлены проектные характеристики топлива для котлоагрегатов основных ТЭС Украины. Для оценки качества использованы следующие показатели: $Q_н^p$ – низшая теплота сгорания рабочего топлива, ккал/кг; W – влажность, %; A^d – зольность на воздушно-сухое состояние угля, % (колонки 3, 4, 5).

При снижении качества угля, для поддержания тепловой мощности котлоагрегата и обеспечения необходимых параметров горения необходимо осуществлять так называемую «подсветку», т.е. дополнительно сжигать более калорийное топливо: природный газ или мазут, что вызывает дополнительные издержки. Предельные значения показателей, когда еще возможна работа без «подсветки», приведены в колонках 6, 7, 8.

Таблица 2

ХАРАКТЕРИСТИКИ ТОПЛИВА
КОТЛОАГРЕГАТОВ ОСНОВНЫХ ТЭС УКРАИНЫ

ТЭС	Марка угля по проекту	Качество угля по проекту			Низшее качество угля, не требующее подсветки			Удельные затраты г у.т/кВт·ч
		$Q_н^p$, ккал/кг	W, %	A^d, %	$Q_н^p$, ккал/кг	W, %	A^d, %	
Старобешевская	АШ	6010	7,0	16,7	5200	10,0	26,0	417,5
Луганская	АШ	5680	7,5	20,4	5240	10,0	25,5	497,4
Змиевская	П	6540	5,0	24,4	5100	9,0	27,0	413,5
Трипольская	АШ	5790	7,5	19,0	5200	10,0	26,0	366,1
Приднепровская	АШ	6010	7,0	16,7	5200	10,0	26,0	381,3
Криворожская	П	5900	8,5	19,4	5200	9,0	26,5	388,7
Кураховская	Г, п/п*	4100	8,8	37,0	3800	9,0	40,0	406,7
Углегорская	ГСШ	5000	11	22,3	4650	9,8	27,9	375,6
Запорожская								356,8
Ладыженская								352,5
Добротворская	Г	4950	10,5	22,4	4600	10,0	28,0	438,8
Зуевская	Г	4730	11,0	25,7	4600	10,0	28,0	362,7

*промпродукт

В 2002 г. в Украине введен государственный стандарт на твердое топливо, согласно которому уголь для пылевидного сжигания на тепловых электростанциях подразделяют на четыре категории по признакам соответствия его основных показателей качества проектным требованиям действующих пылеугольных котлоагрегатов.

Для каждой категории качества введены коэффициенты энергетической ценности единицы низшей теплоты сгорания на рабочее состояние топлива, соответственно: 1,00, 0,75, 0,50, 0,30. Эти коэффициенты по мнению составителей стандарта должны учитывать затраты на обогащение угля и дополнительные затраты тепловых электростанций на сжигание топлива с качеством, ниже проектного и могут быть использованы для ценообразования.

К первой категории качества стандарт относит угли марок *Д*, *ДГ*, *Г*, *Ж*, *К*, *ПС*, качество которых обеспечивает стабильные условия пылевидного сжигания без добавки природного газа или мазута. Низшая теплота сгорания таких углей на рабочее состояние топлива должна быть не менее 20,097 МДж/кг (4800 ккал/кг). В эту категорию входят также марки *П*, *А* с низшей теплотой сгорания на рабочее состояние топлива 21,772 МДж/кг (5200 ккал/кг). Ко второй категории качества относятся угли перечисленных выше марок с низшей теплотой сгорания на рабочее состояние топлива в пределах 17,585(4200)…20,097(4800) и 20,097(4800)…21,772(5200) МДж/кг (ккал/кг). Эти угли также пригодны для пылевидного сжигания, но только с добавкой природного газа или мазута. К третьей категории качества относятся промпродукты всех марок с низшей теплотой сгорания не ниже 16,747(4000) МДж/кг (ккал/кг), а к четвертой категории – шламы всех марок с низшей теплотой сгорания не менее 12,560(3000) МДж/кг (ккал/кг). При этом общая влага на рабочее состояние топлива для углей первой, второй и третьей категорий качества должна быть не более: марка *Д* – 14,0%, марки *ДГ*, *Г*, *Ж*, К, *ПС* – 12%, марки *П*, *А*, промпродукты всех марок – 9%, а для шлама – 18%.

Исходя из этих условий, а также рекомендованных в приложении к стандарту средних показателей высшей теплоты сгорания марок углей, добываемых в Украине, пределы изменения зольности по маркам углей и категориям качества составляют (табл. 3).

Анализ данных табл. и их сопоставление с зольностью рядовых углей, добытых в Украине в последние годы, показывает, что только небольшая часть из них может быть без обогащения отнесена ко второй категории и, практически весь добытый уголь не соответствует первой категории качества. Отметим, что второй категории качества соответствует значение коэффициента энерготехнологической ценности, равное 0,75, а это может существенно повлиять на его цену.

Таким образом, с точки зрения снижения затрат на топливо при производстве электроэнергии, следует ориентироваться на использование углей первой категории качества. Поэтому вся горная масса энергетических углей должна подвергаться обогащению.

Однако на вопрос о том, каким должно быть качество углей, относящихся к первой категории и обеспечивающих наибольшую эффективность их использования, новый стандарт ответа не дает.

Таблица 3

ПРЕДЕЛЫ ИЗМЕНЕНИЯ ЗОЛЬНОСТИ УГЛЕЙ ПО МАРКАМ И КАТЕГОРИЯМ КАЧЕСТВА СОГЛАСНО ДСТУ 4083-2002

Категория качества	Пределы изменения зольности (%) по маркам углей								
	Д	ДГ	Г	Ж, ПС	К	П	А	промпродукт	шламы
Первая	<22,16	<26,17	<27,25	<30,88	<31,98	<29,19	<26,45	-	-
Вторая	22,16 ... 30,00	26,17 ... 33,79	27,25 ... 34,73	30,88 ... 37,92	31,98 ... 38,27	29,19 ... 33,89	26,45 ... 31,37	-	-
Третья	-	-	-	-	-	-	-	<38 ...43,18	-
Четвертая	-	-	-	-	-	-	-	-	<41,37 ... 45,82

Ископаемый уголь представляет собой единую систему органических веществ (мацералов) и неорганических компонентов (минералов). Поэтому состав и количество минеральной части являются важнейшими характеристиками углей. Они определяют использование углей в промышленности, а также характеристику получаемых шлаков и зольных уносов при сжигании.

Минеральные компоненты углей условно разделяют на две группы: макро- и микрокомпоненты (соответственно, при содержании их более или менее 1% в минеральном веществе). К макрокомпонентам в большинстве случаев относятся соединения S_i, Al, Fe, Ca, Mg, S, а в ряде случаев N, Ka, Ti. Минеральные компоненты находятся в виде породных прослоев, линз, конкреций, тонковрапленных включений, органоминеральных соединений. Наиболее часто минеральные образования в ископаемых углях представлены сульфидами (пирит, марказит, халькопирит), карбонатами (кальцит, сидерит, арагонит), сульфатами (гипс, целестин), силикатами и алюмосиликатами (каолинит, полевые шпаты, гидрослюды и др.). Минеральные образования в углях могут быть представлены также обломками минералов и таких пород, как аргиллиты, алевролиты, песчаники и известняки.

Минеральные компоненты нередко попадают в добытый (товарный) уголь из вмещающих пород и внутрипластовых породных прослоев (ложная кровля, подработка почвы и кровли, несовершенство зачистки и т.п.).

Минеральные вещества, как и влага, являются балластом при транспортировке углей. Кроме того, они представляют собой источник образования золы, количество и состав которой существенно может влиять на возможность использования углей в ряде производств.

Высокая зольность углей при их использовании в качестве топлива ухудшает работу энергетических установок. Зольность приводит к снижению качества кокса, в результате чего ухудшаются показатели доменных печей: увеличивается расход кок-

са на тонну производимого чугуна и снижается их производительность. Так, при повышении зольности кокса на 1% его расход увеличивается примерно на 2% и соответственно уменьшается производительность доменной печи.

Состав и свойства золы – важные параметры при эксплуатации энергетических и газификационных установок, технологии удаления шлаков и золовых уносов, а также при разработке способов их утилизации.

Свойства зол и шлаков зависит от минеральных компонентов, содержащихся в угле, золообразующих компонентов, находящихся в органической части угля в сорбированном состоянии, а также пород, засоряющих уголь при добыче. Состав золы существенно отличается от состава собственно минеральной части углей, которая претерпевает значительные изменения при окислительной и термической деструкции во время сжигания.

Основными компонентами золы углей являются оксиды: SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, MgO, CaO, Ka_2O, Na_2O, TiO_2, SO_3. Кроме того, в золе содержатся редкие и рассеянные элементы, цветные, благородные и радиоактивные металлы.

Для многих угольных месторождений наблюдается корреляционная зависимость между зольностью и составом зол.

При сжигании на крупных электростанциях в золу и шлаки из углей переходит около 60% (по массе) неорганических компонентов. Минеральная часть удаляется из углей на обогатительных фабриках. При этом около 40% неорганических компонентов в виде породы направляется в отходы обогащения.

Сера в углях является вредным компонентов как с точки зрения воздействия на окружающую среду, так в технологическом отношении. В ископаемых углях и в породах угленосных толщ сера содержится в виде сульфидов, сульфатов, органических соединений и элементарной серы.

Сульфидная сера находится в углях в основном в виде пирита и марказита. В некоторых случаях встречаются незначительные количества сфалерита, галенита и халькопирита. Основная часть пирита образуется в угленосном пласте на торфяной стадии процесса углеобразования в результате взаимодействия растворов сульфатов с сероводородом.

Сульфатная сера находится в основном в виде $CaSO_4$ и $Fe_2(SO_4)_3$ обычно в небольшом количестве (0,1-0,5%) и составляет 10-12% общей серы. Ее содержание значительно повышается при выветривании и сильном окислении углей. Сульфатная сера образуется как на стадии седиментации, так и при катагенезисе и окислении.

Элементарная сера установлена в углях Донбасса в количестве 0,03-0,20% и содержится в основном в тонкодисперсном виде как аморфная модификация. При определении по существующим методикам элементарная сера неотделима от органической.

От содержания серы в углях зависят возможности их применения. При энергетическом использовании угля все виды серы, кроме сульфатной, переходят в SO_2, удаляющимся с дымовыми газами, что вызывает износ дымоходов, котлов и аппаратуры, а также приводит к кислотным дождям.

При коксовании углей около 80% серы переходит в кокс, а летучая сера переходит в газ и другие продукты коксования. В случае использования кокса с повышенным содержанием серы в домну вводятся специальные серопоглощающие флюсы, что приводит к снижению производительности доменных печей и увеличению расхода кокса.

Добыча каменных углей имеет ряд особенностей, существенно отличающих ее от других материальных производств. Эти особенности определяются рядом факторов, к которым относятся:

1. Пространственная нестационарность горных работ.

2. Зависимость результатов горного производства от характеристик угольного пласта и горно-геологических и горнотехнических.

3. Невысокая точность информации об объектах горного производства.

4. Вероятностный и дискретный характер геотехнологических процессов.

В табл. 4 приведены наиболее важные составляющие этих групп, влияющие на изменение качества добытого угля. Между многими из этих факторов существуют прямые взаимосвязи и взаимозависимости.

Качество добытого угля формируется под совокупным воздействием большого числа факторов, которые объединяют в группы: природных, экономических и технологических факторов.

Каждый из факторов, за исключением природных, может быть отнесен к управляемым, в том числе ограниченно управляемым, и неуправляемым, в том числе конъюнктурным. К управляемым факторам относятся те, на которые в той или мере возможны воздействия с целью изменения качества угля или его стабильности относительно желаемого уровня. Неуправляемые факторы не поддаются каким-либо управляющим воздействиям. К ним относится группа природных факторов и экономических факторов. Ряд факторов можно отнести к конъюнктурным.

Они связаны с изменчивостью потребности в данном виде угольной продукции, с его количеством на рынке, а также с колебанием цен и другими экономическими изменениями, проявляющими случайно и независящими от производителя и потребителя.

Экономические факторы определяют в целом эффективность разработки угольного месторождения, целесообразность принятия того или иного технического, технологического и организационного решения. Но, в свою очередь, экономические показатели добычи и переработки углей во многом зависят от природных и технологических факторов и от конъюнктуры рынка. Поэтому экономические факторы при управлении качеством продукции угольной промышленности могут быть как определяющими (критериальными), так и вторичными (оценочными).

Доминирующими для уровня качества угля являются природные и экономические условия, определяющие принципиальные технические и технологические решения. Вместе с тем, уровень технологии горных работ существенно влияет на экономические результаты. Развитие геотехнологий создает предпосылки снижения уровня влияния природных факторов на качество угля (селективная выемка, совершенствование схемы внутришахтного транспорта и др.).

Таблица 4

ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ,
ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ КАЧЕСТВО УГЛЯ ПОСЛЕ ДОБЫЧИ

Группа факторов	Основные факторы
Природные	Марка угля и его петрографический состав Строение угольного пласта Зольность и содержание серы в угольных пачках и прослойках Условия залегания пласта Изменчивость показателей качества угля в пределах шахтного поля и отдельных пластов Физико-механические свойства угольного пласта и вмещающих горных пород
Технологические (включая технические и организационные)	Эксплуатационные границы угольных пластов Последовательность и порядок отработки запасов угля Способ вскрытия и подготовки запасов угля к добыче Уровень концентрации горных работ Система разработки и ее параметры Способ отбойки угля Рабочие параметры очистного оборудования Количество действующих очистных забоев Схема и организация работы внутришахтного транспорта Наличие технологического комплекса по выборке породы Использование технологий усреднения Способ контроля качества угля в процессе добычи Использование технологий обогащения
Экономические	Цены на уголь и угольные концентраты Ценность угля, определяемая его марочным составом Себестоимость добычи и переработки (обогащения) угля Требования к качеству Механизм стимулирования за качество угля

В практике угледобычи кроме отмеченных природных, технологических и экономических факторов на качество продукции угольной промышленности могут существенно влиять организационные, социальные, политические и иные причины. Нередко добывают уголь с качеством ниже экономически целесообразного в условиях дефицита на топливо, с целью обеспечения энергетической независимости и энергетической безопасности государства в экстремальных условиях, либо из-за несовершенного механизма корректировки цен в зависимости от качества или кризиса неплатежей за отгруженную продукцию.

Характерной особенностью продукции угольной промышленности является ее разовое и многоцелевое использование. В связи с этим различают следующие категории качеств угля: теоретическое, потребительское и интегральное.

Теоретическое качество ископаемых углей определяется совокупностью их объективных свойств, таких как петрографический состав, химический состав, теплотворная способность, физико-механические и технологические характеристики. Производной этой качества является промышленное качество, представляющее собой комплекс таких свойств углей, которые могут быть полезно использованы на современном уровне развития технологий, использующих продукцию угольной промышленности.

Потребительское качество односторонне оценивает свойства продукции угольной промышленности, рассматривая ее лишь с позиций конкретного потребителя, основываясь на его уровне технологии и экономики. Каждое предприятие-потребитель заинтересовано в использовании углей высокого качества, так как собственные производственные затраты при этом сокращаются. Поэтому категория «потребительское качество» не отражает интересы общества в целом, а выгодна лишь конкретному потребителю.

В отличие от потребительского, интегральное качество определяется на основе учета показателей совокупности производств, участвующих в создании конечного продукта. Например: горнодобывающего, перерабатывающего (обогащение), металлургического, энергетического и др. В основе интегрального подхода к оценке качества продукции угольной промышленности должно лежать стремление к получению суммарного эффекта по всей цепочке смежных производств, обеспечивая тем самым минимум трудовых и материальных затрат на создание конечного продукта, а также рациональное использование ресурсов недр. Пределом повышения требований к качеству угля должно быть обеспечение минимума затрат на производство конечной продукции.

Оптимальное качество определяет такую совокупность потребительских свойств угля, которая обеспечивает в производстве конечного продукта наиболее выгодные экономические показатели по сумме затрат на добычу, обогащение и переработку конечного продукта.

Эффективность использования углей, а нередко и сама возможность их применения в различных технологических процессах, определяется не только составом и свойствами органических веществ, но также количеством и составом сопутствующих неорганических компонентов, которые в ряде технологических процессов, энергетике и при транспортировке рассматриваются как балластные и вредные примеси. Они являются также причиной загрязнения окружающей среды.

Уголь после добычи представляет собой механическую смесь угольных и породных кусков различной крупности, а также кусков промежуточных фракций и сростков.

Засорение угля посторонними фракциями обусловлено технологией его добычи и строением угольного пласта. При сложном строении угольные пачки чередуются с породными или пачками промежуточных фракций и при добыче угля перемешиваются с угольными кусками. Зольность фракций различна – для угля она равна внутренней зольности, обусловленной минерализацией угольного вещества. Иначе эта зольность называется материнской и колеблется в пределах 3…15%. Зольность промежуточных фракций составляет 25-45% и определяется степенью насыщенности угля примесями

вмещающих пород и продуктов их деструкции. Зольность сростков зависит от доли в них компонентов и их зольности и, в принципе может колебаться от зольности чистых угольных фракций до зольности породы. Зольность угольной породы колеблется в довольно широких пределах: от 70 до 92% и обусловлена степенью ее насыщения органическими веществами контактирующих с нею угольных пачек.

Наличие минеральных примесей в углях обуславливает не только повышение их зольности, но и плотности. В принципе, между зольностью угольных фракций и их зольностью имеется линейная зависимость. Зольность угля, т.е. массовая или весовая доля негорючего остатка после сжигания угольного вещества, обусловлена минеральными примесями в углях.

Минеральные примеси имеют различное происхождение. В зависимости от этого они подразделяются на внутренние (внутренняя зола) и внешние (внешняя зола). Источниками внутренней золы являются различные соли, а также наносы минеральные веществ, имевшие место при накоплении растительные остатков в процессе углеобразования. Источниками внутренней золы являются попавшие в уголь при его добыче прослойки породы в угольном пласте, а также породы кровли и почвы, что обусловлено применяющимися технологии добычи угля.

К угольным относятся фракции плотностью менее 1500 кг/м^3, к промежуточным – фракции плотностью 1500-1800 кг/м^3 и к породным – фракции плотностью более 1800 кг/м^3.

Отделение породных фракций от угольных осуществляется по различию их плотности. В практике углеобогащения для этих целей применяют гравитационные методы сепарации, основанные на различии взаимодействия с жидкой средой кусков разделяемых минералов, имеющих различную плотность и крупность. Наибольшее распространение для крупных классов угля получила сепарация в тяжелых средах, осуществляемая в магнетитовых суспензиях. Для мелких классов – гидравлическая отсадка, реализуемая в колеблющемся в вертикальном направлении с заданной амплитудой и частотой потоке воды, что приводит к расслоению (стратификации) обогащаемого материала по плотности. Для шламов (частиц крупностью менее 0,5 мм) используют флотацию, основанную на различии смачиваемости угольных и породных частиц, либо гидравлическую классификацию, с помощью которой от угольных шламов отделяют илистую высокозольную фракцию, образовавшуюся при разрушении породы, например, при ее размокании.

В результате получают обогащенный продукт (концентрат) и отходы. Продукты обогащения характеризуются следующими показателями:

– выход – массовая или весовая доля продукта, выражаемая в долях единицы или процентах;

– содержание одного или нескольких компонентов, для каменных углей это, чаще всего, зольность и содержание серы.

При заданной зольности концентрата его выход, как следует из уравнения баланса продуктов обогащения, составляет:

$$\gamma_к = \frac{A_п - A_к}{A_п - A_0},$$

где $A_0, A_к, A_п$, соответственно, зольность исходного (рядового) угля, концентрата и породы (отходов).

Соотношение фракций плотности в необогащенном угле и их зольность предопределяют выход концентрата и формируется технологией его добычи и строением пласта.

Если пласт имеет мощность h, а высота захвата добычного комбайна превышает мощность пласта и составляет h_3, то мощность присечки пород кровли составит $h_п = h_3 - h$.

При сложном строении угольного пласта, т.е. когда он включает m чистых угольных пачек с зольностью A_i^d и плотностью δ_i, а также *n* прослойков промежуточных или породных фракций с зольностью A_j^d и плотностью δ_j, его материнская зольность или пластовая зольность составит:

$$A_{пл} = \frac{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i A_i^d + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j A_j^d}{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j},$$

а зольность добытого угля:

$$A_0 = \frac{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i A_i^d + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j A_j^d + h_n \delta_n A_n^d}{\sum_{i=1}^{m} h_i \delta_i + \sum_{j=1}^{n} h_j \delta_j + h_n \delta_n}.$$

Особенностью месторождений каменных углей, расположенных на территории Украины является большая глубина залегания, малая мощность угольных пластов и их сложное строение. Эти факторы предопределяют относительно высокую себестоимость добычи и большую зольность горной массы. В зависимости от этих условий, а также с учетом влияния дефицита топлива, социально-экономических проблем шахтерских регионов фактическая зольность горной массы колеблется в пределах 35…55%. Поэтому, исходя из изложенных требований потребителя к качеству угольной промышленности, практически весь добываемый уголь должен повергаться обогащению.

Поскольку выход концентрата определяет объем готовой угольной продукции, то его величина предопределяет экономические показатели угледобычи. При прочих равных условиях выход концентрата снижается при повышении зольности обогащаемых углей, обусловленном повышением содержания внешней золы за счет вмещающих пород.

Прибыль, получаемого от продажи тонны концентрата определяется разностью цены концентрата $P_к$ и его себестоимости $C_к$, т.е. $P = P_к - C_к$.

Прибыль, получаемая с тонны переработанного рядового угля пропорциональна выходу концентрата, т.е. массовой или весовой доли его от исходного продукта обогащения: $P_0 = \gamma_k P = \gamma_k (P_к - C_к)$.

Себестоимость угольного концентрата $C_к$ определяется отношением расходов на приобретение топлива $C_у$, его транспортирование и обогащение $C_{об}$ к тонне готовой продукции – угольного концентрата, т.е.:

$$C_к = \frac{C_у + C_{об}}{\gamma_k} 100, \text{ грн/т}$$

В связи с тем, что фактические показатели отгружаемой угольной продукции отличаются от прейскурантных (нормативных), фактическая стоимость 1 т угольной продукции определяется с учетом скидок и приплат по следующим формулам.

Продукция для топливно-энергетического производства

$$Ц_Э = Ц_{ПЭ}\left[1 + 0{,}025\left(A^d_П - A^d_Ф\right) + 0{,}013\left(W_П - W_Ф\right)\right], \text{ грн/т,}$$

где $Ц_{ПЭ}$ – прейскурантная цена на угольную продукцию для энергетики, грн/т;

$A^d_П$, $A^d_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения зольности угольной продукции, %;

$W_П$, $W_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения влажности угольной продукции, %;

0,025 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение зольности угольной продукции из расчета 2;5% прейскурантной цены за 1% изменения содержания золы;

0,013 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение влажности угольной продукции из расчета 1,3% прейскурантной цены за 1% изменения содержания влаги.

Продукция для коксохимического производства

$$Цк = Ц_{ПК}\left[1 + 0{,}025\left(A^d_П - A^d_Ф\right) + 0{,}02\left(W_П - W_Ф\right) + 0{,}05\left(S_П - S_Ф\right)\right], \text{ грн/т,}$$

где $Ц_{ПК}$ – прейскурантная цена на угольную продукцию для коксования, грн/т;

$A^d_П$, $A^d_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения зольности угольной продукции, %;

$W_П$, $W_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения влажности угольной продукции, %;

$S_П$, $S_Ф$ – соответственно прейскурантное и фактическое значения содержания серы в угольной продукции, %;

0,025 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение зольности угольной продукции из расчета 2,5% прейскурантной цены за 1% изменения содержания золы;

0,02 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение влажности угольной продукции из расчета 2,0% прейскурантной цены за 1% изменения содержания влаги;

0,05 – коэффициент скидок (приплат), учитывающий изменение содержания серы в угольной продукции из расчета 5% прейскурантной цены за 1% изменения содержания.

Отметим, что указанные коэффициенты скидок и приплат могут меняться в зависимости от экономических условий и технологий использования угольной продукции.

Таким образом, на основе выполненного анализа можно сделать следующие выводы.

Качество добываемых каменных углей обусловлено природными свойствами ископаемых углей, горно-геологическими условиями и горно-технологическими факторами добычи. Каменные угли месторождений Украины по своим показателям, определяющим качество, не уступают другим месторождениям мира, кроме повышенного содержания серы.

Одним из важнейших факторов, определяющих теплотворную способность и технологическую пригодность каменных углей, является их зольность, слагающаяся из внутренней и внешней золы. Внутренняя зола обусловлена природными факторами, которые относятся к неуправляемым. Внешняя – к горно-технологическим и экономическим, которые являются управляемыми или частично управляемыми.

Снижение содержания внешней золы возможно за счет соответствующих технологий добычи и отделения от угля балластных примесей на обогатительных фабриках. Угольная промышленность Украины имеет обогатительные фабрики с суммарной мощностью, превышающей современный уровень добычи.

Обогащенный уголь имеет более высокие потребительские свойства и даже при существующих экономических условиях и сложившихся ценах, украинские угли могут быть конкурентоспособными. Однако уровень качества должен быть экономически обоснован для каждого вида угольной продукции. В большинстве случаев удовлетворительное качество достигается при полном отделении засоряющих породных фракций с получением концентратов с зольностью, равной зольности беспородной массы, что соответствует мировой практике.

Доминирующим фактором повышения экономических показателей угледобычи является зольность рядовых углей, рациональный уровень которой должен обосновываться с учетом факторов, определяющих себестоимость угольной продукции и требований ее потребителей. Поэтому нормирование зольности рядовых углей должно базироваться на новых принципах, учитывающих не только горно-геологические условия добычи, но и их марочный состав, последующие технологии обогащения, требования рынка угольной продукции.

Список литературы

1. Вугілля кам'яне та антрацит для пиловидного спалювання на теплових електростанціях. Технічні умови. ДСТУ 40083-2002. – Київ: Держстандарт України, 2002. – 9 с.

2. Еремин И.В., Броновец Т.М. Марочный состав углей и их рациональное использование: Справочник. – М.: Недра, 1994. – 254 с.

3. Марченко М.Г., Филиппов В.М. Стандартизация и нормирование качества углей. – М.: Недра, 1977. – 247 с.

4. Пилов П.И., Шаров А.И., Пилова Е.П. Технолого-экономическая модель обоснования качества угля для энергетики// Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2001. – №3. – С.161-165.

5. Пилов П.И., Пилова Е.П. Технолого-экономическое обоснование качества каменных углей для энергетики//8-й международный семинар «Уголь в металлургии и энергетике». – Ялта. – 2002. – с.40-52

6. Пилова Е.П. Улучшение экономических показателей производства угольных концентратов для энергетики за счет повышения их качества/ Институт экономики промышленности НАН Украины. Экономика промышленности //Сборник научных трудов. – Донецк. – 2002. – С. 373-281.

7. Пилова Е.П. Анализ факторов, определяющих качество каменных углей при добыче// Науковий вісник НГУ. – №8. – 2004. – с. 23-25

8. Положение об организации взаимоотношений между шахтами (разрезами) и обогатительными (брикетными) фабриками Минуглепрома Украины. ДОНУГИ. Утверждено приказом Министра угольной промышленности Украины от 17 сентября 1996. – Киев, 1996.

9. Справочник по обогащению углей. Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткин, Л.С. Зарубина. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1984. – 614 с.

10. Чернявский Н.В. Топливные потери при поставках на ТЕС необогащенного и обогащенного угля. Экотехнологии и ресурсосбережение, 2000. – №5. – С. 3-7.

11. Синякович Б.Г., Чернявский Н.В. Энергетический уголь Украины: соотношение цены и качества//Энергетика и электрификация. – №12. – 2004. – С. 37-40.

УДК 622.273.23

© П.Н. Должиков, П.А. Солоп,
А.В. Никифоров

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ В ДЛИННЫХ ЛАВАХ

Розглянуті проблемні питання вуглевидобутку в довгих лавах.

Рассмотрены проблемные вопросы угледобычи в длинных лавах.

The problem questions of the coal mining are considered in long wall.

В настоящее время с целью повышения объемов угледобычи и сокращения подготовительных работ многие шахты увеличивают длину лавы. При этом уровень технических и экономических показателей шахты в значительной степени зависит от эффективной и непрерывной работы длинных очистных забоев. Бесперебойность работы лав зависит от многих факторов и не может быть обеспечена в период демонтажа очистного оборудования из отработанной лавы, транспортирования его на новое место и монтажа в новом очистном забое, что резко сказывается на уровне ТЭП шахты. Это подтверждается графиком (рис. 1) изменения среднесуточной угледобычи по шахте «Комсомольская» в период демонтажа-монтажа очистного механизированного комплекса, в длинной лаве №318.

Ежедневно на украинских угольных шахтах, отрабатывающих пологонаклонные пласты, находятся в работе 420-425 комплексно-механизированных очистных забоев, из которых около 40% постоянно находятся на стадии «демонтаж-монтаж». Таким образом, проблема снижения трудоемкости, материалоемкости и общего времени демонтажно-монтажных работ в длинных очистных забоях весьма актуальна.

Исходя из основных принципов технологии подземной разработки полезных ископаемых процессы выемки угля в длинном очистном забое мало чем отличается от выемки в «стандартных лавах» (180-200 м), однако существуют некоторые особенности.

С целью повышения объемов угледобычи на шахте «Комсомольская» была введена в эксплуатацию длинная лава №318 – 300 м. Лава работает в условиях пласта h_{10}: средняя мощность пласта – 1,35 м; характеристика вмещающих пород $А_1$, $Б_1$, $П_3$; уголь падения – 3-6^0. Лава имеет следующее оборудование: механизированный очистной комплекс 2КД-90; скребковый конвейер СП-26У; два комбайна 1К101.

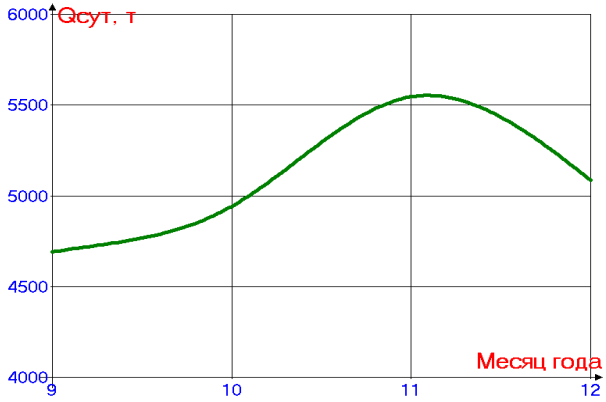


Рис. 1. Среднесуточная добыча по шахте «Комсомольская» за 4 месяца 2007 года

С целью снижения потерь времени на «монтаж-демонтаж» очистного оборудования была предложена, на наш взгляд, эффективная схема ведения очистных работ. Первоначально планировалось транспортировать демонтированные секции мехкрепи на площадках по 8-му конвейерному ходку вниз до разрезной печи лавы №318 (рис. 2). Но в ходе отработки лавы № 317 наблюдалось усиление горного давления на крепь ходка, поэтому удержать конвейерный ходок в надлежащем состоянии не удалось, что стало причиной невозможности транспортирования секций по 8-му ходку. В связи с этим, транспортная цепочка значительно увеличилась. Из-за этой и ряда других причин перемонтаж оборудования составлял более 45 суток.

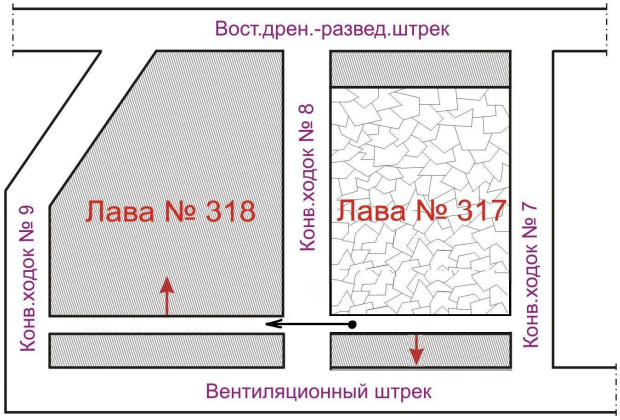


Рис. 2. Предлагаемая схема взаимного расположения лав и направления транспортирования демонтированного оборудования

Наиболее рационально производить перемонтаж комплекса, когда демонтажная камера находится напротив монтажной. При этом необходимость в транспортировании очистного оборудования по выработкам отпадает. Это достигается чередующимися изменениями направления выемки столбов пласта, сопряженными лавами по восстанию (падению). То есть, рекомендуется лаву №317 отрабатывать по падению, а лаву №318 – по восстанию пласта. Такое пространственное планирование горновыемочных работ приведет к тому, что при полной отработке запасов лавы №317 демонтажная камера окажется напротив разрезной печи лавы №318. Такая схема перемонтажа исключает необходимость транспортирования оборудования на дальние расстояния, что значительно уменьшает временные и экономические затраты на демонтаж-монтаж. Предварительные расчеты показали, что по предлагаемому варианту демонтажно-монтажные работы 24-27 суток.

После монтажа при отработке лавы проводились исследования и были выявлены следующие технические и организационные проблемы:

1. Увеличение длинны лавы влечет за собой большую энергетическую нагрузку на электрическое оборудование.
2. Увеличивается расстояние при передвижении рабочих на рабочее место (особенно это касается операторов мехкомплекса).
3. Затрудняется доставка материалов и ремонтного оборудования в лаву.
4. При возникновении задымленности надо проделать гораздо больший путь к выходу из лавы (т.к. передвижение людей в лаве затруднено в силу особенностей работы).
5. При возникновении проблем с техникой затруднена быстрая организация по их устранению.
6. Увеличивается износ тяговой цепи конвейера.
7. Увеличивается нагрузка на тяговую цепь комбайна.
8. Увеличивается расход рабочей жидкости для работы секции механизированной крепи.
9. При большей длине лавы гораздо труднее поддерживать ее прямолинейность.
10. Проявляются особенности распределения горного давления в очистном забое и на концевых участках, особенно в начальный период отработки (при генеральном обрушении).

Однако, несмотря на все выявленные проблемы, среднесуточная добыча угля из лавы составляет 2700-3500 т/сут. Также в этой лаве применена двухкомбайновая выемка угля.

Увеличение времени на снятие полоски угля и применение второго комбайна в качестве нишевыемочной машины позволяет своевременно подготавливать верхнюю нишу для задвижки верхней приводной станции к линии забоя. Тем самым не допускается отставание верхней приводной станции, что является частой проблемой при механизированной выемке.

Внедрение рациональных форм труда при выполнении процессов в лаве с перемещением рабочих вслед за комбайном, а именно рассредоточение их по «паям» (6 паев по 30 секций, 10 нижних и 10 верхних секций обслуживают операторы приводных станций конвейера с помощниками), позволяют снизить физическую нагрузку.

Качественное планирование работ по ремонту и техническому обслуживанию механизмов и оборудования, а также выполнение этих работ высококвалифицированными и опытными рабочими приводят к тому, что появилась возможность сократить время на ремонт и обслуживание и, тем самым, увеличить время на выемку угля.

Планограмма работ в лаве №318 представлена на рис. 3.

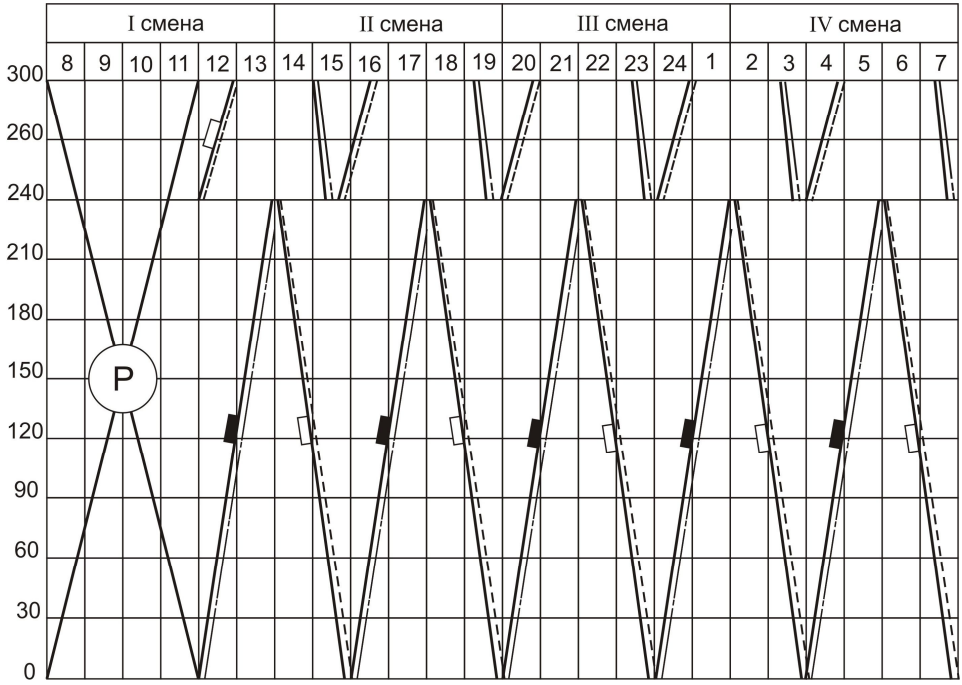


Рис. 3. Планограмма работ в лаве №318

– движение комбайна по врубу; – движение комбайна по зачистке;
– передвижка секций мехкрепи; – передвижка конвейера;
– ремонтные работы

Наряду с этим предложены и реализованы новые технические решения. Для создания необходимого расхода рабочей жидкости для работы секций механизированной крепи (одновременная работа секциями нескольких паевых) в составе энергопоезда поставлено две маслонасосных станций типа СНТ-32 параллельнбоподключенных к маслонапорному трубопроводу.

Для обеспечения прохода отбитого угля под основным комбайном (нижней) на верхнем комбайне поставлены шнеки разного диаметра. Верхний шнек Ø1 м против Ø0,8 м. А для большего измельчения отбитого угля основным комбайном диаметр шнека (Ø1 м) увеличили путем наварки резцедержателей на основные резцедержате-

ли, при этом уменьшили расстояние между ними.

Таким образом, реализованная технологическая схема ведения очистных работ в длинной лаве позволила существенно увеличить угледобычу и сократить удельный объем подготовительных работ. Однако необходимо отметить перспективность применения другого оборудования в подобных длинных лавах.

Так применение в данной лаве комбайна с разнесенными рабочими органами (РКУ, 2ГШ200, УДК) вместо двух 1К101 позволило бы на порядок увеличить суточную добычу угля.

Так как, во-первых, освобождаются рабочие, которые управляют вторым комбайном; во-вторых, отпадает необходимость подачи электроэнергии на второй комбайн, что влечет за собой устранение гибкого кабеля из лавы; в-третьих, уменьшается количество необходимых запасных частей и узлов комбайна. А также, в виду своих конструктивных особенностей, комбайны с разнесенными шнеками обеспечивают лучшую проходимость отбитого угля.

Таким образом, выполненный анализ технологических и организационных проблем при угледобыче в длинных лавах позволяет своевременно разработать технические и организационные мероприятия по устранению возникающих сложностей и тем самым обеспечить безопасность ведения работ и высокие среднесуточные нагрузки на очистной забой, что в целом резко повышает ТЭП работы угольной шахты.

Список литературы

1. Монтаж и демонтаж очистных механизированных комплексов угольных шахт: Монография / А.Ф. Борзых, А.М. Кузьменко, В.И. Сафонов, В.Д. Рябичев. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 265 с.

2. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых / Бондаренко В.И., Кузьменко А.М., Грядущий Ю.Б., Гайдук В.А., Колоколов О.В., Табаченко Н.М., Почепов В.Н. // Учебник для вузов. – Д.: Полиграфист, 2003. – 708 с.

УДК 622.834.52:622.831.031

© М.В. Филатьев, Н.И. Антощенко, С.Л. Сятковский

ПРОЯВЛЕНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В РАЗНЫЕ ПЕРИОДЫ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССА СДВИЖЕНИЯ ПОДРАБОТАННЫХ ПОРОД ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розглянуто ряд актуальних задач, що пов'язані з проявом гірничого тиску на різних стадіях розвитку і затухання процесів зрушування і ущільнювання порід при відпрацюванні вугільних пластів. Запропоновано єдиний методологічний підхід до послідовного встановлення факторів, що визначають гірничий тиск по мірі розвитку очисних робіт у шахтному полі. Встановлені критерії, що визначають закінчення процесів зрушування і ущільнювання підроблених порід.

Рассмотрен ряд актуальных задач, связанных с проявлением горного давления на разных стадиях развития и затухания процессов сдвижения и уплотнения пород при отработке угольных пластов. Предложен единый методологический подход к последовательному установлению факторов, определяющих горное давление по мере развития очистных работ в шахтном поле. Установлены критерии, определяющие окончание процессов сдвижения и уплотнения подработанных пород.

There have been considered some current tasks, connected with mining pressure on different stages for the process of intensification and slowing down of moving up and packing the rock under the mining of coal beds. It was suggested the general methodological approach to the correct fixing of factors, determined the mining pressure in the process of the mining working in the mine field. There have been determined the criteria determined the ending of the processes of moving up and packing of the rocks.

В настоящее время при эксплуатации угольных месторождений накоплен значительный опыт решения многих задач, связанных с проявлением горного давления. Как правило, их решение сводится к рассмотрению влияния тех или иных факторов на отдельных стадиях развития горных работ. К кругу решения таких задач относятся:

– выбор места расположения и расчет несущей способности крепи капитальных и подготовительных выработок;

– выбор и расчет крепи очистных забоев;

– обоснование способа управления кровлей очистных выработок;

– защита и безопасная подработка водных и других объектов и сооружений на дневной поверхности;

– прогноз и управление газовыделением из выработанных пространств эксплуатируемых и отработанных выемочных участков;

– установление условий восстановления выбросоопасных свойств подработанных пластов;

– прогноз и предупреждение динамических и газодинамических явлений при ведении горных работ;

– определение времени восстановления исходного природного состояния (полного или частичного) подработанных пород и земной поверхности.

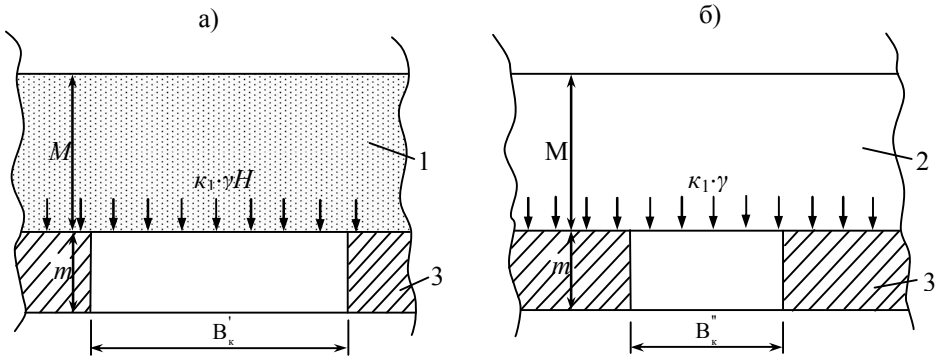


Рис. 1. Схема к определению соотношения прочностных свойств слоя порода-мост и критической ширины протяженной выработки: а) – для более прочного слоя порода-мост (песчаника); б) – для менее прочного слоя порода-мост (глинистого сланца); 1, 2 – слой порода-мост соответственно песчаника и глинистого сланца; 3 – разрабатываемый пласт; M *– мощность слоя порода-мост;* m *– вынимаемая мощность разрабатываемого пласта;* γ *– средний удельный вес вышележащих пород;* H *– глубина залегания слоя порода-мост;* κ_1 *– коэффициент, учитывающий воспринимаемую нагрузку вышезалегающими слоями пород (*$\kappa_1 \le 1$*);*

$B_к' > B_к''$ *– соотношение критических размеров выработок, соответственно для более и менее прочных слоев порода-мост*

Это далеко не полный перечень актуальных задач, которые появляются при эксплуатации угольных месторождений. Необходимость и последовательность их решения возникает по мере подготовки шахтного поля к отработке, развития и затухания горных работ, ликвидации последствий их вредного влияния на земную поверхность и окружающую среду. Решение каждой конкретной задачи горного производства связано с определенным периодом проявления горного давления и сдвижением вмещающих пород и дневной поверхности. Общая продолжительность сдвижения пород, как правило, существенно превышает период времени, для которого решается конкретная задача [1]. В зависимости от степени развития горных

работ и периода проявления давления изменяются факторы и уровень их влияния на происходящие процессы.

Например, при рассмотрении вопросов защиты зданий и сооружений на дневной поверхности от вредного влияния горных работ учитывается продолжительность прохождения очистным забоем расстояния, определяемом глубиной ведения работ и граничными углами сдвижений [2, 3]. При этом во внимание не берется длительность процессов сдвижения и уплотнения подработанных пород от разрабатываемого пласта до дневной поверхности.

Идея работы состоит в использовании при решении конкретной задачи на определенной стадии развития или затухания процессов сдвижения пород факторов, ранг значимости которых может существенно изменяться при решении других задач.

Целью настоящей работы является разработка единого методологического подхода к последовательному установлению факторов, определяющих проявление горного давления по мере развития работ в шахтном поле.

С началом подготовки угольного месторождения к эксплуатации приходится решать задачи проявления горного давления в протяженных выработках (вскрывающих, подготовительных, разрезных печах и т.д.) В этих случаях важную роль играют размеры поперечного сечения выработок и свойства вмещающих пород. Если по аналогии с очистными выработками ввести понятие «порода-мост» [4], то в зависимости от его прочностных свойств можно рассмотреть схему определения критической ширины ($B_к$) протяженной выработки (рис. 1).

При превышении фактической шириной выработки ($B_ф$) ее критических размеров происходит разрушение слоя порода-мост. Увеличение размера выработки, начиная с некоторого значения (ориентировочно 40÷60 м), поведение кровли отличается от поведения ее в коротком забое [5]. Если разрушение связано с отходом очистного забоя от разрезной печи, то расчетные схемы изменятся в связи с потерей одной опоры (рис. 2).

Проявление горного давления в этом случае, в значительной степени определяется свойствами непосредственной кровли. Все породы, в той или иной степени, обладают способностью обрушаться. По этому свойству пород и возможностью управления кровлей было предложено [5] при выборе и расчете крепи очистных забоев рассматривать пять классов пород непосредственной кровли: I – легкообрушаемые; II – средней обрушаемости; III – труднообрушаемые; IV – весьма труднообрушаемые; V – склонные к плавному опусканию.

При определении горного давления на призабойную крепь во многих угледобывающих странах учитывается вес пород кровли на расстоянии 6÷8 m от разрабатываемого пласта. Как показывает практика такой подход является достаточно приемлемым при выборе и расчете крепи для движущегося очистного забоя.

Увеличение размеров выработки не затрудняет выемку угля и положительно сказывается на управлении кровлей, так как содействует более равномерному сдвижению и обрушению боковых пород вдоль линии забоя. При разных способах управления кровлей ее опускание в призабойное пространство составляет 4,5÷30,0% от вынимаемой мощности пласта [5].

Нагрузки на крепь связаны с характером опускания кровли (см. рис. 2). По мере удаления от забоя к выработанному пространству давление на крепь увеличивается. Процессы выемки угля и посадки, приводящие к резкому опусканию кровли, обычно сопровождаются усилением давления. Нагрузка на 1 м^2 призабойного пространства составляет 10,8÷45,3т [5].

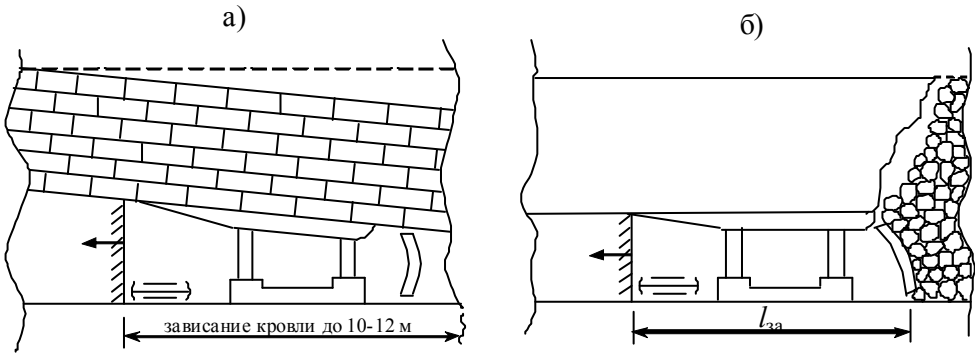


Рис. 2. Пример характерных профилей лав при отработке пластов с разными прочностными свойствами пород кровли: а) – прочная кровля [5, 6]; б) – нормально обрушаемая консоль кровли [5]; $l_{заб}$ – ширина рабочего пространства лавы; ← – направление подвигания очистного забоя

На порядок выше проявление горного давления наблюдалось в средней части выработанного пространства одиночной лавы, отрабатываемой на глубине 500-550 м. На расстоянии 32÷40 м от забоя оно достигало 560÷570 тс/м^2 [7]. Смещение кровли в этом случае равно мощности разрабатываемого пласта. Эксперименты были проведены в лаве, изолированной от выработанных пространств других выемочных участков. Очистные работы велись выше (по восстанию) на расстоянии 650м, ниже находился массив угля. Согласно [8] в таких условиях полная подработка не происходит.

При достижении очистной выработкой некоторых размеров и образовании плоского дна мульды сдвижения на дневной поверхности, давление на почву разрабатываемого пласта определяется весом подработанных пород. Его можно рассчитать по уравнению

$$P = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i \cdot h_i \,, \qquad (1)$$

где γ_i – удельный вес i-го слоя подработанных пород;

h_i – мощность i-го слоя пород;

n – количество слоев пород от разрабатываемого пласта до земной поверхности.

Удельный вес вмещающих пород изменяется в пределах 2,0-2,6 т/м^3 [9]. Средняя его величина (γ) для Донецкого бассейна составляет 2,5 т/м^3. Учитывая, что глубина разработки (H) равна сумме i-х слоев, то уравнение (1) можно представить в следующем виде:

$$P \approx \gamma \cdot H \qquad (2)$$

Согласно этому уравнению в условиях проведения эксперимента [7] при полной подработке горное давление должно находиться в диапазоне 1250÷1375 тс/м^2. В глубоких шахтах ($H > 1000$ м) при полной подработке горное давление соизмеримо с пределом прочности пород на одноосное сжатие [10], это способствует ускорению процесса уплотнения пород и восстановлению исходного природного состояния.

Практика ведения горных работ и расчет согласно схемы проявления горного давления [4] для типичных условий Донбасса ($m = 0{,}5 \div 1{,}5$ м) доказывают возможность восстановления давления в средней части выработанного пространства до величины γH при неполной подработке дневной поверхности.

Восстановление горного давления на почву отработанного пласта до значений γH возможно при отработке антрацитовых пластов на небольших глубинах (до 300 м). Подтверждением являются условия проведения штрека по выработанному пространству пласта ℓ_3 в 1986г на шахте им. газеты «Известия» производственного объединения «Донбассантрацит». Вначале выемка этого пласта была произведена в 1940 г, а затем породы были повторно подработаны в 1972 г пластом $\ell_2^в$, расположенным в почве пласта ℓ_3 на расстоянии 32м. За время, прошедшее после отработки пластов ℓ_3 и $\ell_2^в$ соответственно через 46 и 14 лет, подработанные породы уплотнились, видимые трещины не наблюдались. Выработанное пространство лавы в обычном понимании отсутствовало, а в забое подготовительной выработки вместо угольного пласта находился спрессованный слой угля толщиной около 5см, образовавшийся вследствие эксплуатационных потерь при отработке лавы по пласту ℓ_3 [11].

При ведении работ на глубине 300 м давление на почву разрабатываемого пласта в выработанном пространстве после полной подработки оценивается в 750 тс/м^2. Предел прочности вмещающих пород на одноосное сжатие в рассматриваемых условиях находился в пределах 2720÷4700 тс/м^2. Несмотря на то, что предел прочности пород значительно превышал давление, через несколько лет произошло их уплотнение в зоне беспорядочного обрушения. Это свидетельствует о необходимости учета реологических свойств горных пород, связанных с развитием их деформаций с течением времени. Явление ползучести горных пород возможно при сжимающих напряжениях, не превышающих 10% предела прочности на сжатие [12].

Совершенно по иному происходят процессы сдвижения пород в зонах, примыкающих к границе массива или целика угля с выработанным пространством. После остановки очистного забоя размеры рабочего пространства лавы практически не из-

менились через 46 лет при сгнившей деревянной крепи [11]. О возможности длительного (около 7 лет) сохранения высокой трещиноватости подработанных пород в зонах над границей массива (целика) угля с выработанным пространством свидетельствуют аномальные всплески газовыделения при отработке пласта ℓ_3 на шахте им. газеты «Известия» при надработке в 1984-1985 годах пластом ℓ_3 целиков угля, оставленных на пласте $\ell_2^в$ в 1978-1980 годах [13].

Аналогичное состояние подработанных пород наблюдалось при ведении горных работ на глубине 600м по сближенным антрацитовым пластам h_6 и h_6' на шахте им. Киселева (ПО «Торезантрацит»). В зоне полных сдвижений породы практически не отличались от неподработанных, они не имели крупноблочной структуры и полностью сохраняли слоистость. Многочисленные мелкие трещины практически не получили раскрытия. Массив в этой зоне, хотя и потерял сплошность, но сохранил полное строение без каких-либо даже мелких пустот и расслоений. В этих же условиях наблюдалась совершенно другая ситуация в зоне зависания и изгиба пород над границей выработанного пространства с целиком угля, где полости расслоения сохранили устойчивое состояние в течение 5 лет [3].

При отработке пластов с углями средней степени метаморфизма, в отличии от антрацитов, через год после остановки очистного забоя смещение пород кровли в рабочее пространство лавы составляет в среднем третью часть от мощности пласта. Через два и три года сдвижение достигает соответственно 50 и 70% от мощности пласта. Относительная величина приращения смещения тесно связана с фактором времени. Приращение смещения происходит вследствие постенного раздавливания кромки массива, а величина смещения приближается к вынимаемой мощности пласта пока не стабилизируется оседание земной поверхности. С ростом длительности процесса деформации пород изменяется ранг значимости влияющих факторов. Если на величину смещения кровли в рабочее пространство лавы остановленного очистного забоя за одни сутки глубина разработки не оказывает влияния, то через 10 суток ее влияние уже заметно, а спустя 20 суток значимость влияния фактора глубины становится определяющей [14].

Приведенные факты свидетельствуют о неодинаковой продолжительности восстановления природного состояния подработанных пород и земной поверхности в разных зонах влияния очистных выработок. Над остановленным очистным забоем и в рабочем пространстве лавы процессы сдвижения пород более длительные по сравнению с их уплотнением в средней части выработанного пространства.

На длительность этих процессов существенное влияние оказывают прочностные свойства вмещающих пород, которые определяются степенью метаморфизма углей.

Уплотняемость пород в выработанном пространстве характеризуется его аэродинамическими свойствами. В зависимости от времени обрушения пород основной кровли выработанное пространство одной лавы делится на три участка [15]:

– свежеобрушенные породы на расстоянии 50÷70 м от очистного забоя, где наблюдаются максимальные утечки воздуха;

– уплотняющиеся породы, при сравнительно малом выносе метана. Эта зона распространяется на 500÷700 м от лавы и имеет умеренные утечки воздуха;

– полностью уплотнившиеся породы, в которых объемы пустот и пор приближаются к естественной пористости и практически утечки воздуха отсутствуют.

Время уплотнения обрушенных пород с учетом их литологического состава и физико-механических свойств составляет 370÷755 суток [16]. При определении времени уплотнения исходили из предположения, что по мере подвигания очистного забоя обрушенные породы в выработанном пространстве уплотняются полосами. Длина каждой полосы равна шагу посадки основной кровли. Использование экспериментальных данных [16] возможно только при проектировании вентиляции одного эксплуатируемого или погашаемого выемочного участка, так как в рассматриваемом случае не учитывается степень уплотнения пород в выработанном пространстве ранее отработанных лав. Знание периода уплотнения пород в выработанном пространстве ранее отработанных участков необходимо при проектировании схем проветривания всего шахтного поля. Учитывая размеры выработанного пространства нескольких лав и возможную высокую степень подработанности пород, при определении времени их уплотнения необходимо учитывать глубину ведения работ и прочностные свойства пород во всей подработанной толще. При экспериментальном определении аэродинамических свойств обрушенных пород основной кровли одного выемочного участка глубина ведения очистных работ изменялась в диапазоне 350÷1100 м [15]. Полная подработка пород предполагает проявление горного давления до уровня γH. Это в определенных условиях может существенно изменить состояние пород в течение относительно небольшого промежутка времени и исключить возможность проветривания крыла шахтного поля с направлением утечек воздуха через выработанное пространство отработанных лав.

Следует также отметить, что практика применения схем проветривания выемочных участков с направлением утечек воздуха через выработанное пространство ранее отработанных лав при отработке антрацитовых пластов на небольших глубинах [10] указывает на сохранение высокой проницаемости выработанных пространств на протяжении периода времени, значительно превышающим рекомендации для пласта l_2^B [16]. Это свидетельствует о недостаточной изученности рассматриваемого вопроса, который требует своего решения в дальнейшем.

Теоретические и экспериментальные работы [1-8, 10-16], каждая из которых была выполнена для решения конкретной задачи, показали существенное отличие между расчетными схемами и влияющими факторами на различных этапах развития горных работ в шахтном поле и соответствующего им проявления горного давления.

Исходя из последовательности проведения выработок и очередности возникающих задач, предлагается следующий порядок рассмотрения схем проявления горного давления и изменения главных влияющих факторов.

1. При выборе и расчете крепи в горизонтальных и наклонных протяженных выработках горное давление зависит, в первую очередь, от мощности и прочностных свойств слоя порода-мост. Он передает на крепь только некоторую часть веса выше-

лежащих пород, учитываемого коэффициентом κ_1 и величиной γH (см. рис. 1). Для определения численного значения κ_1 необходимо рассматривать прочностные свойства всех вышележащих слоев и воспринимаемые ими нагрузки.

2. Если протяженная выработка попадает в зону влияния очистных работ, то давление на крепь может возрасти в несколько раз. Это увеличение связано с проявлением опорного давления впереди очистного забоя, которое связано с характером поведения кровли (см. рис. 2).

3. При прочих равных условиях состояние пород кровли и проявления давления на крепь очистного забоя существенно зависит от скорости его подвигания.

4. После остановки очистного забоя процессы сдвижения и уплотнения пород продолжаются длительные периоды времени и в конечном итоге должны приводить к восстановлению исходного природного состояния всей подработанной толщи пород. Исходя из физических процессов сдвижения пород и их уплотнения предложены возможные критерии оценки степени устранения последствий подработки очистными выработками пород и земной поверхности. Над выработанным пространством таким критерием может служить близость глубины плоского дна мульды сдвижения (η_0) через определенный промежуток времени к вынимаемой мощности пласта (m). Близость к единице отношения этих параметров будет характеризовать степень восстановления исходного состояния пород под плоским дном мульды сдвижения. Вторым критерием оценки восстановления природного состояния пород и земной поверхности может служить отношение площади мульды сдвижения в главном сечении (S_η) к площади поперечного сечения вынутого пласта (S_m).

Исходя из экспериментальных данных [3, 11] можно предположить, что отношение η_0 / m на некотором этапе восстановления природного состояния будет превышать значение S_{η_0} / S_m вследствие длительного сохранения высокой трещиноватости пород над границей массива (целика) угля и выработанного пространства. В условиях относительно небольших глубин (до 300 м) и прочных вмещающих породах призабойное пространство лавы оставалось практически неизменным через 46 лет после остановки очистного забоя [11]. Над выработанным пространством в этих условиях восстановление исходного состояния пород близкого к природному происходило через 5-14 лет.

При отработке пластов с углями средней степени метаморфизма раздавливание кромки остановленного очистного забоя происходит на протяжении нескольких лет вследствие постепенного вовлечения в сдвижение вышележащих слоев породной толщи вплоть до земной поверхности [14].

Приведенные экспериментальные данные свидетельствуют, что на восстановление природного состояния пород и земной поверхности над остановленным очистным забоем оказывают влияние, в первую очередь, прочностные свойства пород и фактор времени.

Возможные сдвижения земной поверхности после остановки очистного забоя в

зоне опасных деформаций не учитываются нормативным документом [8], поэтому данный вопрос требует дальнейшей теоретической и экспериментальной проработки.

На основании проведенных исследований и анализа литературных данных в первом приближении предлагается следующий единый методологический подход к определению проявления горного давления при решении следующих задач:

– **расчет крепи протяженных выработок вне зоны влияния очистных работ**. Главными факторами являются геометрические размеры поперечного сечения выработки, прочностные свойства вмещающих пород и наличие слоя порода-мост. Величина давления на крепь не превышает, как правило – 0,1 γH ;

– **прогнозирование состояния подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ**. Давление на крепь подготовительной выработки впереди очистного забоя может изменяться в широком диапазоне, в том числе в несколько раз превышая значение γH . Численные значения во многом зависят от поведения непосредственной и основной кровли в очистном забое;

– **определение давления на крепь очистных забоев при первичных посадках кровли.** Разрушается слой основной (непосредственной) кровли. Характер разрушения зависит от структуры и свойств вышележащих пород. Решение данной задачи актуально, в основном, при применении индивидуальной крепи, так как несущая способность современных механизированных крепей в несколько (возможно и десятков) раз превышает величину оказываемого на них горного давления, которое значительно меньше γH ;

– **начало сдвижения земной поверхности** происходит при отходе очистного забоя от разрезной печи на расстояние (0,1÷0,5) Н и как правило связано с первичной посадкой основной кровли. Меньшие значения коэффициента (0,1) характерны для условий слабых пород Западного Донбасса, а максимальные (0,5) – при отработке антрацитовых пластов и прочных вмещающих породах. На этой стадии происходит формирование полумульды сдвижения земной поверхности, которая перемещается синхронно вместе с очистным забоем. Это свидетельствует о том, что при прочих равных условиях, степень проявления горного давления на призабойную крепь зависит от скорости подвигания очистного забоя и геометрических размеров очистных выработок.

– **давление на крепь очистного забоя после посадки основной кровли** значительно меньше γH и зависит от ее свойств и скорости подвигания очистного забоя. Давление на почву разрабатываемого пласта в выработанном пространстве на этой стадии зависит как от степени подработанности, так и прочностных свойств вышележащих пород. В отдельных случаях ее значение может достигать значение γH ;

– **окончание процесса сдвижения и уплотнения пород под мульдой, образовавшейся на земной поверхности**. Длительность этих процессов связана со степенью подработанности пород, их свойствами и глубиной ведения очистных работ;

– **восстановление природного состояния пород над остановленным очистным забоем**. Главными факторами являются прочностные свойства и мощность раз-

рабатываемого пласта, глубина ведения горных работ и свойства пород.

Результаты данного доклада в первом приближении показывают широкий диапазон возможного изменения горного давления на разных стадиях развития горных работ в шахтном поле. Количественные его значения находятся от 5÷10 процентов до превышения γH в несколько раз. Практически неизученными остаются вопросы восстановления состояния подработанных пород и земной поверхности после прекращения очистной выемки, так как маркшейдерские наблюдения согласно нормативным документам прекращаются значительно раньше окончания этих процессов. Учитывая важность возможных последствий очистных работ на состояние объектов и окружающей среды на земной поверхности требуются более длительные маркшейдерские наблюдения с последующим внесением необходимых дополнений в нормативные документы.

Список литературы

1. Антощенко Н.И. Продолжительность процессов сдвижения горных пород при их подработке очистными выработками // С.-Петербург. – Вестник МАНЭБ. – 2004. – Т. 9. – №7(79). – С. 50-56

2. Сдвижение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений /Акимов А.Г., Земисев В.Н., Кацнельсон Н.Н. и др. – М.: Недра. – 1970. – 224 с.

3. Иофис М.А., Шмелев А.И. Инженерная геомеханика при подземных разработках. – М.: Недра. – 1985. – 248 с.

4. Епишев Г.П., Новичихин И.А. О возможности восстановления горного давления при неполной подработке земной поверхности // Уголь Украины. – №1. – 1981. – С. 7-8.

5. Давидянц В.Т. Совершенствование способов и средств управления кровлей на шахтах Донбасса. – М.: Недра. – 1969. – 280 с.

6. Глушихин Ф.П. Трудноуправляемые кровли в очистных забоях. – М. – Недра. – 1974. – 192 с.

7. Зборщик М.П., Назимко В.В. Определение времени активного оседания и давления пород на почву пласта в выработанном пространстве лавы// Уголь Украины. –№5. – 1979. – С. 9-11.

8. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях. МУП СССР. – М. – Недра. – 1981. – 282 с.

9. Каталог шахтопластов Донецкого бассейна с характеристикой горногеологических факторов и явлений. – М.: МУП СССР, ИГД им. А.А. Скочинского. – 1982. – 268 с.

10. Антощенко Н.И. Выбор схем проветривания газообильных выемочных участков при активизации сдвижения пород в угольных шахтах // Сб. научн. трудов НГУ. – №18. – Д.: РИК НГУ. – 2003. – С. 152-157.

11. Антощенко Н.И., Павлив М.В. Прохождение выработкой полости с газом // Безопасность труда в промышленности. – №9. – 1988. – С. 18-20.

12. Фисенко Г.Л. Предельные состояния пород вокруг выработок. – М.: Недра. – 1976. – 276 с.

13. Антощенко Н.И., Павлив М.В. Влияние целиков угля на газовыделения при отработке сближенных пластов // Уголь. – 1988. – №3. – С. 14-17.

14. Борзых А.Ф., Тыняный В.А. Смещение пород на линии остановленного очистного забоя // Уголь Украины. – №5. – 1985. – С. 12-13.

15. Милетич А.Ф. Утечки воздуха и их расчет при проветривании шахт. – М.: Недра. – 1968. – 148 с.

16. Кисиль В.С. Метод расчета метановыделения при погашении горных выработок // Уголь Украины. – №9. – 1979. – С. 39-40.

УДК 622.831.312

© В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская,
А.В. Вивчаренко, В.В. Фомичев

ВЗАИМОСВЯЗЬ НДС ЭЛЕМЕНТОВ СИСТЕМЫ «МАССИВ-КРЕПЬ» С ПРОЧНОСТНЫМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ БОКОВЫХ ПОРОД

Наведено результати досліджень впливу міцнісних характеристик вміщуючих пластову виробку слабких порід на НДС елементів системи «шаруватий масив-кріплення виробки» в умовах граничного й позамежного їх деформування.

Приведены результаты исследований влияния прочностных характеристик вмещающих пластовую выработку слабых пород на НДС элементов системы «слоистый массив-крепь выработки» в условиях предельного и запредельного их деформирования.

Results of researches influence powerfull characteristics containing layer working of weak breeds on the SDC of elements system «layered massif-support working» in the conditions of limiting and their other-limiting deformation are resulted.

Анализ тенденций изменения поля напряжений и деформаций в системе «слоистый массив-крепь выработки» при разной величине предела прочности близлежащих к выработке породных слоев на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ проведен на примере глубины разработки угольного пласта $H = 400$ м, которая наиболее часто встречается в настоящее время в Западном Донбассе. Рассмотрены варианты, в которых модуль деформации всех близлежащих к выработке породных слоев одинаков и имеет минимальное значение $E_i^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа.

Наиболее важной для шахт Западного Донбасса составляющей оценки устойчивости пластовых выработок – величина пучения пород почвы. Картина сдвижения углевмещающей толщи в полость выработки представлена на векторной эпюре полных перемещений (рис. 1), направление которых задано соответствующей стрелкой, а величина определяется длиной этой стрелки. Следует отметить качественное соответствие полученной векторной эпюры с представлениями, развитыми в работе [1]:

– четко прослеживается механизм так называемого «выдавливания» пород почвы выработки за счет действия опорного давления в ее боках;

– в почве пласта, в том числе и под стойками рамной крепи, происходит интенсивное перемещение породы в плоскости напластования, что приводит к деформированию стоек рамы и снижению ее устойчивости;

– максимальное перемещение почвы в полость выработки имеет место в ее центральной части, что и наблюдается на практике;

– процесс пучения распространяется на глубину, существенно превышающую технологически приемлемую длину анкеров, так что закрепить замки анкеров в устойчивых породах почвы не представляется возможным и требуется новый подход к повышению устойчивости почвы.

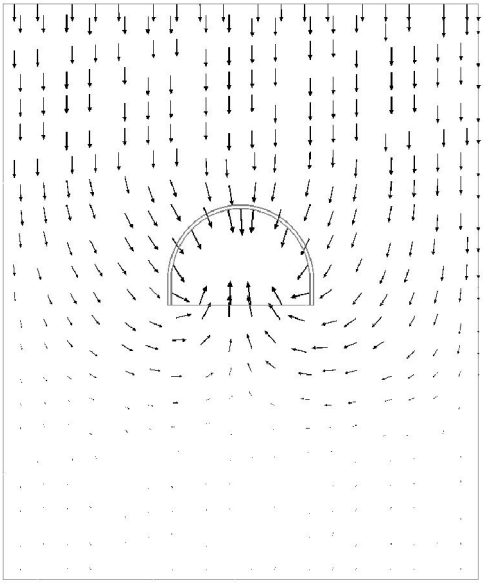


Рис. 1. Векторное представление эпюр полных перемещений углевмещающих породных слоев в окрестности пластовой выработки

Таким образом, исследуемая модель качественно отражает геомеханические процессы пучения почвы в пластовой выработке, пройденной в слоистом массиве слабых пород.

В первую очередь проанализировано влияние прочностных характеристик $\sigma_{сж}$ и $\sigma^{0}_{сж}$ полной диаграммы деформирования близлежащих породных слоев [2] на величину вектора их полного перемещения (см. рис. 1).

На глубине расположения пластовой выработки $H = 400$ м в предельное и запредельное состояние (по критерию $\sigma \geq \sigma_{сж}$, где σ – приведенные напряжения полосы) могут переходить как породные слои в целом, так и некоторые их области. Это обусловливает наличие как общих (независимо от величины $\sigma_{сж}$, где σ – приведенные напряжения породы), так и отличительных черт в эпюрах полных перемещений системы «слоистый массив-крепь выработки» (рис. 2 и 3).

Общие черты эпюр полных перемещений сводятся к следующему:

– вертикальные перемещения в кровле выработки изменяют направление в ее боках в пределах 40...60° к плоскости напластования, а в почве штрека направление перемещений изменяется от 0° под опорами стоек рамы до 90° в районе вертикальной оси выработки; активизация процесса пучения почвы выработки происходит при переходе значительного объема пород (особенно породных слоев почвы пласта) в запредельное состояние на стадии разрыхления;

– процесс перемещения породы в полость выработки затрагивает и второй породный слой почвы пласта, расположенный на глубине пяти метров от него; поэтому пучение почвы выработки нельзя рассматривать как локальное явление в прикон-

турных породах, нейтрализация которого должна осуществляться методами управления НДС системы «слоистый массив-крепь выработки» в направлении его минимизации;

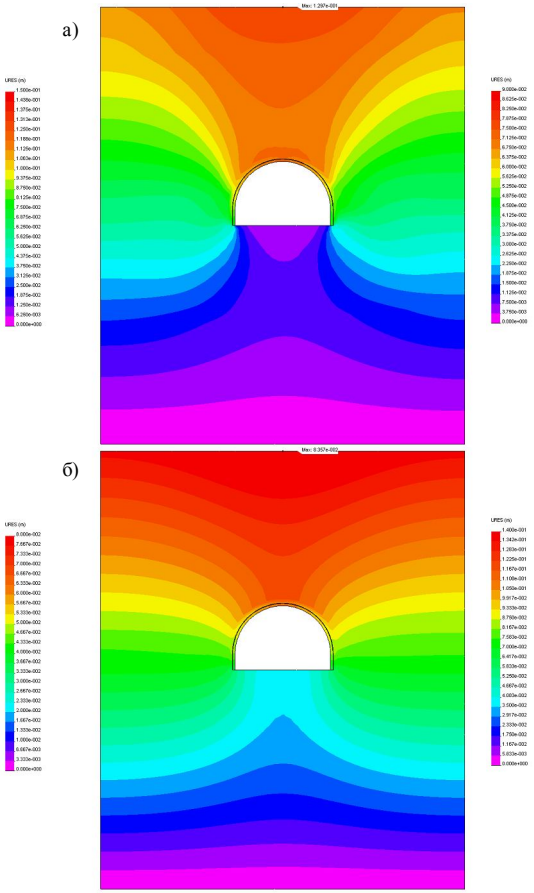


Рис. 2. Эпюры полных перемещений в модели на глубине H = 400 м для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №1; б – №18

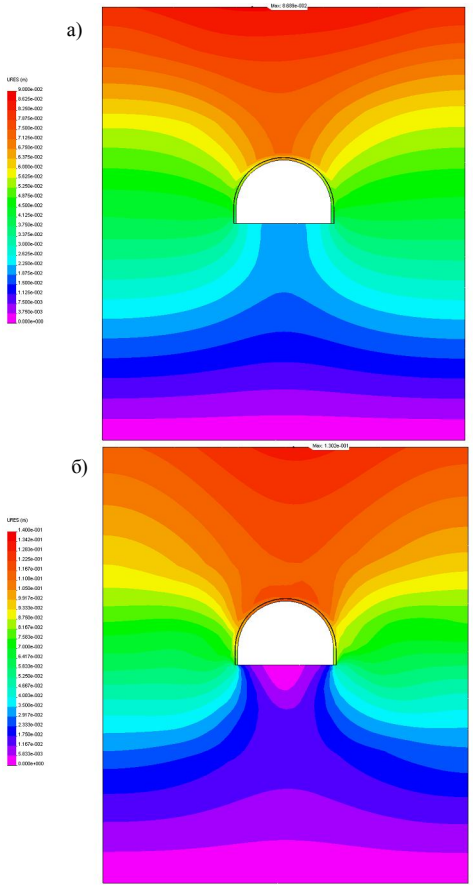


Рис. 3. Эпюры полных перемещений в модели на глубине H = 400 м для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №7; б – №10

– качественные картины эпюр перемещений подобны: во втором и третьем породных слоях кровли происходят практически вертикальные перемещения массива, которые затрагивают и первый слой кровли пласта, но только в центральной области свода выработки и на границе модели; в промежутке между этими областями происходит изменение направления перемещения пород первого слоя кровли, которое интенсифицируется в угольном пласте и в породных слоях почвы за пределами вертикальных границ выработки и приближается к горизонтальному; в боках выработки

возникает подобие полуэллипсов эпюр перемещений с большей осью, вытянутой в плоскости напластования; в почве пласта качественная эпюра перемещений (хотя гораздо меньшей величины) в значительной степени является «зеркальным» отображением относительно угольного пласта перемещений в кровле, но преимущественно вертикальная направленность в полость выработки имеет место только в районе ее вертикальной оси.

Анализ эпюр полных перемещений в модели выявил и отличительные черты, связанные с разными прочностными характеристиками близлежащих породных слоев углевмещающей толщи:

– величина перемещений в своде выработки (преимущественно перпендикулярное направление к плоскости напластования) тем больше, чем меньше предел прочности породных слоев на одноосное сжатие. Так, в варианте №1 ($\sigma_{сж} = 5$ МПа для всех близлежащих породных слоев) величина смещений составляет $U = 960...1310$ мм, тогда как в варианте №18 ($\sigma_{сж} = 20$ МПа), $U = 160...260$ мм. Также обращает внимание некоторое влияние (на глубине разработки 400 м) прочностных характеристик второго пласта кровли: при увеличении в четыре раза ($\sigma^{K}_{сж}$)$_2$ (с 5 до 20 МПа) в варианте №10 по сравнению с вариантом №1 смещения снизились до 740...930 мм; в диаметрально противоположном варианте №7, когда ($\sigma^{K}_{сж}$)$_2$ снижается в четыре раза с 20 до 5 МПа (по сравнению с вариантом №18), смещения в кровле штрека увеличиваются на 31...33%;

– величина перемещений в боках выработки (по высоте стойки рамы направление перемещений составляет $40^{o}...60^{o}$ к плоскости напластования) существенным образом зависит от прочностных характеристик только первых слоев кровли и почвы пласта. При сравнении граничных вариантов №1 и №18 ($\sigma_{сж}$ увеличивается в четыре раза) полное смещение в боках выработки снижается в 4,75...5,91 раза. Влияние ($\sigma^{K}_{сж}$)$_2$ в исследуемом диапазоне не превышает 17,5%;

– в почве выработки в ее центральной части смещения (преимущественно перпендикулярные к плоскости напластования) не превышают 63 мм (вариант №18) и 1050 мм (вариант №1) при $H = 400$ м;

– смещения породы в районе опор стоек рамы имеют направление, практически совпадающее с плоскостью напластования, и в меньшей степени зависят от прочностных характеристик породных слоев непосредственной кровли. Величина смещений в варианте №1 в 2,9...4,1 раза выше, чем в варианте №18, где прочностные характеристики слоев увеличены в четыре раза. Влияние второго породного слоя кровли по-прежнему мало и не превышает 23,5%.

Из проведенного анализа влияния прочностных характеристик близлежащих слоев на величину смещений породного контура пластового штрека следует основной вывод о преимущественном влиянии на смещения породного контура выработки прочностных характеристик первых породных слоев кровли и почвы пласта и весьма

умеренном влиянии прочностных характеристик второго породного слоя кровли.

Обобщенная оценка состояния рамной крепи проведена по величине приведенных напряжений σ и их сравнении с полной диаграммой деформирования стали Ст5 (применяемой для изготовления спецпрофиля СВП) с учетом площадки текучести и участка упрочнения стали до величины временного сопротивления σ^{B} [3].

Таблица

ВАРИАНТЫ РАСЧЕТНОГО ПРЕДЕЛА ПРОЧНОСТИ НА ОДНООСНОЕ СЖАТИЕ БЛИЗЛЕЖАЩИХ ПОРОДНЫХ СЛОЕВ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕЙ ТОЛЩИ

Вариант	$(\sigma_{сж}^{п})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_2$ МПа	Вариант	$(\sigma_{сж}^{п})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_2$ МПа	Вариант	$(\sigma_{сж}^{п})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^{к})_2$ МПа
1	5	5	5	10	5	5	20	19	5	20	10
2	5	10	5	11	10	5	20	20	10	20	10
3	5	20	5	12	10	10	20	21	20	20	10
4	10	10	5	13	5	10	20	22	5	5	10
5	20	10	5	14	5	20	20	23	10	5	10
6	10	20	5	15	10	20	20	24	20	5	10
7	20	20	5	16	20	5	20	25	5	10	10
8	20	5	5	17	20	10	20	26	10	10	10
9	10	5	5	18	20	20	20	27	20	10	10

Для варианта №1 (см. табл.) пониженных прочностных характеристик всех близлежащих породных слоев наблюдается (рис. 4, а) достаточно однородная эпюра распределения σ по контуру рамы: интервал колебаний σ изменяется от 245 до 278 МПа. Максимальное значение $\sigma = 305$ МПа имеет место на границе опоры стойки рамы с опорной плитой и обусловлено контактными напряжениями в весьма ограниченной области. Некоторое повышение σ происходит в замке свода рамы и в прямолинейной части ее стоек. Такое достаточно равномерное распределение σ объясняется, на наш взгляд, двумя причинами:

– во-первых, в варианте №1 практически весь породный массив в окрестности штрека находится в предельном состоянии с повышенными деформационными свойствами, за счет которых возникающие на допредельной стадии концентрации нагрузок на раму сглаживаются и происходит более-менее равномерное «обжатие» рамы по ее контуру;

– во-вторых, сам материал рамы (сталь Ст5) во многих сечениях по ее контуру находится в напряженном состоянии, соответствующему площадке текучести; воз-

никающие при этом пластические шарниры в данных сечениях благодаря своей существенной деформируемости перераспределяют поле напряжений в раме в направлении сглаживания концентраций напряжений и загружения недогруженных участков ее контура.

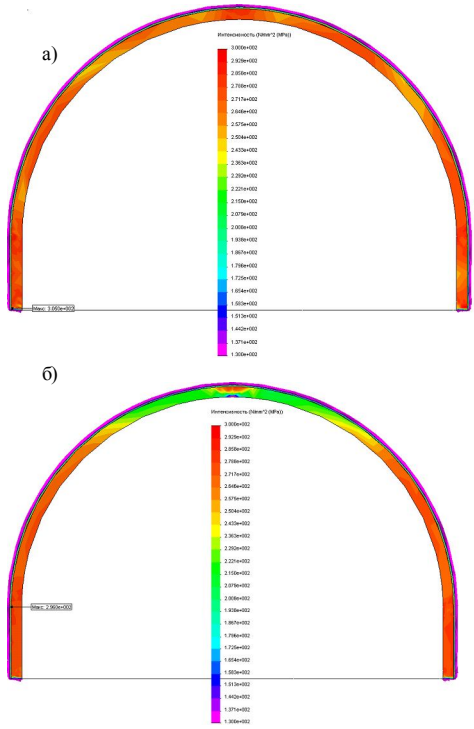


Рис. 4. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи (Н = 400 м) для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №1; б – №18

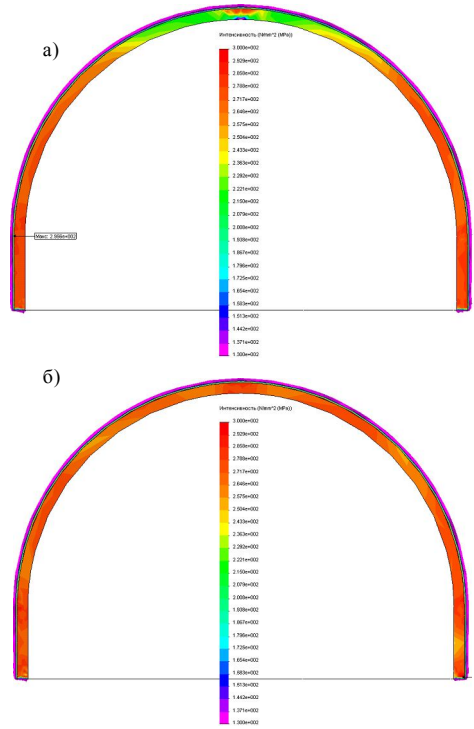


Рис. 5. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи (Н = 400 м) для вариантов прочностных характеристик породных слоев углевмещающей толщи: а – №7; б – №10

Для варианта №18 повышенных прочностных характеристик всех близлежащих породных слоев наблюдается (рис. 4, б) более высокая степень неоднородности эпюры распределения σ по контуру рамы от 180 МПа до 283 МПа. Максимум $\sigma = 296$ МПа располагается вверху прямолинейной части стойки рамы и указывает на ее пластический изгиб (296 МПа > $\sigma_т$) в полость выработки под воздействием косонаправленных перемещений приконтурных пород в ее боках и практически горизонтальных перемещений под опорами стоек рамной крепи. Величина максимума σ в варианте №18 меньше такового для варианта №1 всего на 3%. Это обусловлено предельным состоянием рамной крепи в обеих вариантах независимо от прочностных характеристик близлежащих породных слоев (в интервале $\sigma_{сж} = 5...20$ МПа),

когда резко увеличенная деформационная способность стали на площадке текучести и начальном участке упрочнения не вызывает каких-либо существенных изменений напряжений.

Отличия эпюр σ в варианте №18 и №1 касаются в основном свода выработки, где относительно пониженная величина $\sigma = 210...250$ МПа в варианте №18 обусловлена, на наш взгляд, допредельным состоянием приконтурных пород кровли. В замке свода наблюдается интенсивный изгиб рамы, качественно подобный эпюре σ при допредельном деформировании системы «слоистый массив-крепь штрека», что также объясняется приведенными выше причинами.

Изменение прочностных характеристик второго породного слоя кровли в четыре раза (варианты №7 и №10) практически не влияет на эпюры распределения σ в рамной крепи (рис. 5):

– все качественно-количественные характеристики эпюр σ имеют несущественные колебания;

– максимумы σ располагаются в одних и тех же областях, а их значения отличаются не более чем на 0,1...0,2%.

Таким образом, из анализа НДС рамной крепи вытекают два основных вывода, обусловленные предельным (или близким к нему) состоянием ее материала в большинстве сечений контура:

– во-первых, прочностные характеристики второго породного слоя кровли не оказывают сколь-нибудь заметного влияния на напряженное состояние рамной крепи;

– во-вторых, прочностные характеристики первых породных слоев кровли и почвы оказывают существенное влияние на эпюру распределения приведенных напряжений и координаты расположения их максимумов; сама величина максимума σ изменяется незначительно.

Список литературы

1. Черняк И.Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок. – М.: Недра, 1973. – 237 с.

2. Компьютерное моделирование напряженно-деформированного состояния мелкослоистого породного массива вокруг пластовой выработки. Книга 1. Допредельная стадия деформирования системы «порода-крепь» /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев. – Д.: Системные технологии, 2006. – 172 с.

3. Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982. – 479 с.

УДК 622.273

© В.И. Бузило, А.Г. Кошка,
В.П. Сердюк, Я.М. Наливайко,
А.П. Дяченко

ФОРМИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТА СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ

Наведено технологію відробки пластів складної будови, що базується на використанні особливостей навантажувальної здатності шнеків комбайну.

Приведена технология отработки пластов сложного строения, базирующаяся на использовании особенностей погрузочной способности шнеков комбайна.

Technology of working off the layers of difficult structure, being based on the use of features of loading ability of shnekov of combine, is resulted.

Анализируя работу отдельных шахт, объединений и в целом угольной промышленности Украины можно с сожалением констатировать, что за последние годы вопрос качества добываемого угля отошел на задний план. Ныне шахты выдают не «черное золото», а «горную массу» с зольностью 50-60%. А зольность добываемого «угля» в целом по Минуглепрому превышает 40%. Одной из основных причин значительного ухудшения качества является широкое применение валовой отработки пластов с породными прослоями и присечками вмещающих пород.

На сегодняшний день превалирует точка зрения тех, кто в 70-80-е годы всеми силами отстаивали валовую выемку, а для ликвидации основного недостатка этой технологии - значительного повышения зольности добываемого угля, предлагали расширить существующие и построить новые обогатительные фабрики. При этом, не принималось во внимание ни высокая зольность добываемой «горной массы», ни то, что на гора выдается в основном «штыб». А ведь возможности обогащения отнюдь не беспредельны. Бесконтрольное и недостаточно обоснованное снижение качества угля в процессе его добычи привело к резкому снижению эффективности работы не только шахт, но и обогатительных фабрик (уменьшению выхода концентрата, росту его себестоимости и пр.), других потребителей продукции угольной промышленности.

Но валовой выемке, а соответственно низкому качеству добываемого полезного ископаемого была и есть альтернатива – выемка раздельная или селективная, которая позволяет не только повысить качество продукции, но и решить, параллельно, острые экономические, эргономические и экологические вопросы.

Мысль о раздельной выемке полезного ископаемого и пустых пород не нова. Так, на некоторых шахтах производственного объединения «Карагандауголь» [1], а также за рубежом [2], применялась последовательная выемка пачек угля и породы

сверху вниз, по порядку их расположения, серийными комбайнами. На сланцевых месторождениях применялся способ выемки с первоначальным извлечением сланца и последующим – при обратном ходе комбайна – извлечением породного прослойка [3]. При этом отмечалось значительное улучшение качества добываемого полезного ископаемого за счет ликвидации его разубоживания пустой породой. Однако, технологии предусматривающие послойную выемку угольных и породных пачек имели низкую интенсивность отработки пласта.

В конце 60-х – начале 70-х годов были созданы специальные комплексы и комбайны для селективной отработки пластов сложного строения [4], которые позволяли вести одновременную выемку всех пачек пласта. Однако, при этом проблематичным оставалось разделение грузопотоков в стесненном пространстве лавы, а усложнение техники снижало надежность ее работы.

Анализ различных технических и технологических решений показал, что для селективной отработки пластов сложного строения возможно использование существующей и применяемой на шахтах выемочной техники.

Сотрудниками НГУ, совместно с производственниками ГП «Львовуголь», на шахтах этого предприятия были проведены научно-исследовательские работы, цель которых заключалась в разработке технологии выемки пласта сложного строения, позволяющей формировать качество добываемого угля в процессе его добычи.

Идея состояла в использовании особенностей работы шнековых исполнительных органов по отбойке и погрузке полезного ископаемого, для разделения угольных и породных пачек пласта в процессе добычи.

В зависимости от направления вращения шнека отбитый материал (уголь, порода) располагается определенным образом (рис. 1).

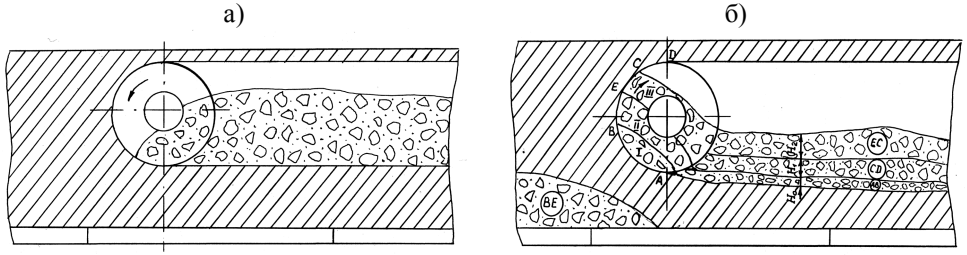


Рис. 1. Погрузочная способность шнековых исполнительных органов: а – при вращении шнека сверху-вниз; б – при вращении шнека снизу-вверх

При вращении шнека сверху вниз (от кровли к почве), основная масса отбиваемого материала пропускается между лопастями и располагается за шнеком на почве пласта, или на оставшемся в почве уступе (рис 1, а). Это происходит вследствие того, что шнековые исполнительные органы в состоянии производить эффективную погрузку отбитого материала только при наличии достаточного подпора. В рассмат-

риваемом же случае, без наличия зачистного лемеха, погрузочная способность шнека минимальна.

При вращении шнека снизу-вверх (от почвы к кровле) (рис 1, б), основная масса отбитого материала подается шнеком на забойный конвейер. В этом случае отбиваемый материал самоподпирается снизу, в результате чего происходит его перемещение лопастями шнека в горизонтальной плоскости – то есть погрузка. За шнеком, на почве пласта, или на оставшемся в почве уступе, остается не погруженным слой высотой примерно равной величине вылета резцов (H_0). Он представлен разрушенным материалом (углем или породой) нижней пачки вынимаемого пласта (дуга АВ). Кроме этого, материал, отбиваемый в верхней части забоя (дуга CD) при вращении шнека снизу-вверх, попадает в заднюю зону и увеличивает высоту не погруженного слоя до H_1. Уровень наполнения шнека, в зависимости от скорости подачи комбайна, может быть различен (положения I, II, III).

При достижении определенной скорости подачи комбайна, часть отбиваемого материала (дуга ЕС) будет скатываться за обечайку шнека (положение III) и перекидываться в заднюю зону, увеличивая, таким образом, высоту не погружаемого слоя до H_2. По мере увеличения скорости подачи, высота перекидываемого через шнек материала (и соответственно длина дуги ЕС) будет увеличиваться, так как скорость потока, зависящая от частоты вращения, числа заходов и хода шнека, остается постоянной. Следовательно, шнековый исполнительный орган при выемке пласта (дуга АВ) производит выгрузку на забойный конвейер практически только средней его части (дуга ВЕ). Причем, величиной погруженного (дуга ВЕ) и не погруженного материала (дуга ЕС) можно управлять в процессе выемки, в частности, скоростью подачи комбайна.

Апробация погрузочной способности шнековых исполнительных органов и возможности использования ее особенностей для разделения пачек пласта в процессе выемки проводилась на шахтах ГП «Львовуголь» при отработке пласта сложного строения n_8. На большей площади залегания пласт n_8 состоит из двух угольных пачек: нижней – гумусовой, мощностью 0,6-0,8 м и верхней – сапропелевой, мощностью 0,4-0,6 м разделенных породным прослоем толщиной 0,2…0,4 м.

Отработка его ведется очистными комбайнами типа 1ГШ-68 и РКУ10 в лавах, оборудованных механизированными комплексами 2КМ87. Конструкция этих комбайнов позволила применить несколько принципиальных схем выемки пласта сложного строения, из которых были апробированы следующие:

- Выемка пласта за два прохода комбайна (рис. 2);

При этом, за первый проход комбайн производит выемку верхней, сапропелевой, пачки пласта и породного прослойка (при их суммарной мощности равной, или большей диаметра шнека). Отбитая «горная масса» грузится на конвейер и выдается из лавы. За второй проход комбайна производится выемка чистой угольной (гумусовой) пачки, погрузка угля на конвейер и его выдача из лавы. Транспортирование высокозольной горной массы и чистого угля производится раздельно во времени. Наличие двух плоскостей обнажения обеспечивает выход крупных классов угля при выемке гумусовой пачки пласта.

При этом разница в зольности вынимаемых за первый и второй проходы комбайна «продуктов» может достигать 30…40%.

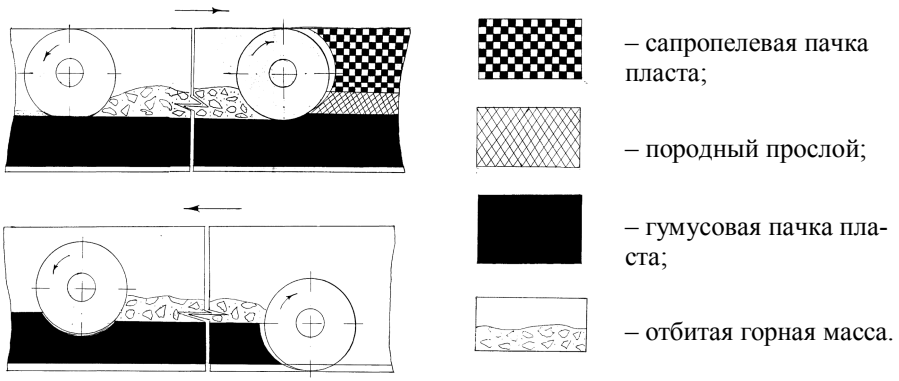


Рис. 2. Схема селективной отработки пласта за два прохода комбайна

Недостатком данной схемы является необходимость второго прохода комбайна вдоль лавы, что несколько уменьшает интенсивность отработки пласта.

Выемка пласта за один проход комбайна.

Эта схема может быть реализована при различном направлении вращения шнеков комбайна, относительно его корпуса (рис. 3).

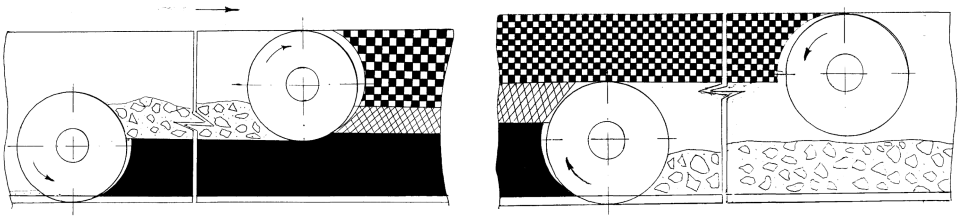


Рис. 3. Схема отработки пласта сложного строения за один проход комбайна при вращении шнеков от корпуса и на корпус комбайна

В первом случае, при вращении шнеков от корпуса комбайна, опережающий шнек производит отбойку и частичную погрузку сапропелевой пачки пласта на конвейер. Нижняя часть сапропелевой пачки и разрушенная порода прослоя остаются на оставшемся угольном уступе. Отстающий шнек производит выемку гумусовой пачки пласта, с погрузкой угля на конвейер, и переброску остававшейся за опережающим шнеком породы – за шнек, на почву пласта. Погрузка и транспортировка породы производится после окончания работ по выемке, при передвижке конвейера. Такая схема приводит к переизмельчению угля сапропелевой пачки и пород породного

прослойка, но позволяет увеличить выход крупных классов угля гумусовой пачки, за счет наличия двух плоскостей обнажения. При этом зольность добываемого угля зависит от мощности угольных и породных пачек пласта, скорости подачи комбайна, ширины захвата, времени передвижки конвейера на новую дорогу, порядка транспортирования отбитой горной массы.

Такая технологическая схема, в зависимости от строения пласта, позволяет уменьшить зольность добываемого угля на 10…20%.

Во втором случае, при вращении шнеков на корпус комбайна (рис. 3), опережающий шнек, находясь у почвы пласта, производит выемку и погрузку на конвейер нижней гумусовой пачки с одновременной отбойкой и «перебрасыванием» в межшнековое пространство породы породного прослойка. Отстающий шнек находится у кровли пласта и производит отбойку верхней сапропелевой пачки пласта и оставшегося породного прослойка. При этом крупные куски угля сапропелевой пачки частично попадают на конвейер, сползая по породе, частично располагаются на ней между забоем и конвейером, его погрузка на конвейер может производится погрузочным лемехом комбайна или в процессе передвижки конвейера, выполняемого в два этапа. Вначале конвейер задвигают на столько, на сколько это необходимо для погрузки кусков сапропелевого угля, а затем задвигают конвейер окончательно, производя погрузку на конвейер пустой породы и ее раздельное транспортирование.

Такая технология обеспечивает выход крупных классов сапропелита, позволяет избежать переизмельчения породы породного прослойка, что облегчает обогащение угля даже в случае попадания в него пустых пород. Зольность добываемого угля снижается на 15…25%.

Анализ полученных результатов показал, что предлагаемая технология может устранить ряд негативных тенденций в работе шахт ГП «Львовуголь», а именно: повысить качество добываемого угля (зольность, сортность), экономичность и экологичность горных предприятий. К тому же появляется возможность вовлечь в отработку запасы, отнесенные к забалансовым, что позволит продлить срок службы ряда шахт, а это является немаловажным фактором для данного угледобывающего региона.

Список литературы

1. К вопросу раздельной выемки угля и породных прослоев /Е.А. Сударикov, М.М. Шохор, Б.К. Айсанов, Ю.А. Дворницкий // Технология и механизация разработки мощных пологих пластов. – Караганда: Научн. труды КНИУИ. – 1978. – Вып. №55. – С. 43-48.

2. Jackson I.B. Reducing run of mine dirt // Colliery Guard. – 1980. – №9. – P. 435-441.

3. Разработка и внедрение технологии на базе комплексной механизации очистных работ для отработки пласта сланца мощностью 1,4-1,8 м в условиях шахты «Каширская» ПО «Ленинградсланец» /отчет о НИР ИГД им. А.А. Скочинского. Эстонский филиал. – Кохтла-Ярве, 1986. – 48 с.

4. Коломийцев М.Д. Механизация селективной выемки горючих сланцев // Научн. труды ЛГИ. – 1967. – т. VII. – вып. I. – С. 36-40.

УДК 622.413.3

© А.А. Мартынов, В.Н. Бойченко,
А.К. Яковенко, В.А. Орищак

КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В РЕШЕНИИ ПРОБЛЕМЫ РЕГУЛИРОВАНИЯ МИКРОКЛИМАТА В ГЛУБОКИХ ШАХТАХ

Розглянуто практичні заходи та перспективні напрямки щодо вирішення проблеми регулювання температурних умов у виробках глибоких шахт.

Рассмотрены практические меры и перспективные направления в решении проблемы регулирования температурных условий в выработках глубоких шахт.

Practical measures and promising directions in solving the problem of regulating the temperature conditions in the course of deep mines were analyzed.

В глубоких шахтах Украинской части Донбасса (800-1300 м) температура рудничной атмосферы в очистных и подготовительных тупиковых забоях во многих случаях превышает допустимые ПБ нормы. Микроклимат рабочего места в подземных горных выработках отрицательно сказывается на заболеваемости и здоровье горнорабочих, обеспечении безопасности работ и производительности труда.

Максимально допустимые значения температуры рудничной атмосферы в угольных шахтах Украины регламентированы с учетом скорости и относительной влажности воздуха и являются наиболее «жесткими» в мировой практике подземной добычи полезных ископаемых (не более 22-26°С) [1]. В сложных геотермических условиях разработки угольных пластов на шахтах действующие нормы микроклимата в ряде случаев не могут быть выполнены по техническим причинам.

С 2003 года в Украине действуют санитарные правила и нормы для предприятий угольной промышленности, в которых определена в зависимости от скорости и относительной влажности воздуха, предельно допустимая температура воздуха на рабочих местах в подземных горных выработках шахт (32°С). При превышении данной температуры шахтного воздуха работать в выработках без средств индивидуальной противотепловой защиты запрещается [2].

В настоящее время в выработках глубоких горизонтов шахт, как показывает практика, индивидуальными средствами противотепловой защиты пользуются только горноспасатели и работники шахт в аварийных ситуациях. Последнее объективно можно объяснить тем, что в угольной отрасли для условий глубоких шахт индивидуальные средства противотепловой защиты для массового повседневного использования не разработаны. Отсутствуют такие средства, как показывает анализ, и в мировой практике ведения подземной добычи полезных ископаемых на больших

глубинах (3500-4500 м – в ЮАР, 1000-1500 м – Германии и др.).

В настоящий период при отработке глубоких горизонтов шахт основным способом предупреждения тепловых поражений работающих в горных выработках является обеспечение интенсивного проветривания очистных и подготовительных тупиковых забоев, в отдельных экстремальных условиях – применение искусственного охлаждения рудничной атмосферы.

В условиях значительного сокращения в последние два десятилетия на действующих шахтах объемов реконструкции (проходка новых стволов, скважин с поверхности большого диаметра и др.) одним из наиболее реальных путей улучшения тепловых условий в выработках глубоких горизонтов является внедрение рациональных по тепловому фактору схем и параметров подготовки и отработки выемочных полей с обеспечением интенсивного проветривания очистных забоев с достижением скорости воздуха в последних до 4 м/с (при выполнении специальных мер по разрешению органов Госгорпромнадзора – более 4 м/с).

Основными критериями оценки технологических схем по тепловому фактору являются прогнозируемые тепловые параметры воздуха в выработках выемочных участков и холодопотребность очистных забоев. При этом рациональной по тепловому фактору является схема, обеспечивающая наименьший нагрев свежей струи воздуха, поступающего на проветривание лавы при естественном формировании тепловых условий на выемочном участке и минимальную ее холодопотребность при применении искусственного охлаждения воздуха.

На основании аналитических и экспериментальных исследований установлено, что наиболее эффективными по тепловому фактору являются технологические схемы с разработкой по простиранию и восстанию пластов по столбовой системе, проветриванием выемочных участков с обособленным разбавлением вредностей по источникам их поступления в рудничную атмосферу, размещением участкового конвейерного транспорта и основного электрооборудования в выработке с подсвежающей струей воздуха [3].

На шахтах, где технологические схемы со столбовыми системами разработки не могут быть реализованы, по условиям формирования теплового режима к рациональным относится технологическая схема с выемкой угля по сплошной системе с Ш – образной схемой проветривания выемочного участка. Аналитическими исследованиями и шахтными наблюдениями, выполненными ранее на шахтах ш/у «Донбасс», им. Челюскинцев и др., подтверждена целесообразность применения такой технологической схемы при отработке глубоких горизонтов. Сокращение пути движения воздуха в призабойном пространстве, достигаемое разделением лавы на две части, способствует уменьшению прироста температуры воздуха. Анализируемой технологической схеме присущи недостатки возвратноточных схем проветривания при сплошной системе разработки. Вместе с тем, качественная характеристика тепловых условий в верхней части лавы, имеющей большую длину, более благоприятна.

Для конкретных условий разработка практических мер для улучшения тепловых условий в горных выработках шахт производится путем выполнения вариантных тепловых расчетов. Для этого в настоящее время имеются разработанные и согласованные Госгорпромнадзором для практического использования Программные

средства для выполнения тепловых расчетов выработок выемочных участков на ПЭВМ [4].



Рис. 1. Машина водоохлаждающая МХРВ-1

Холодильная мощность	1000 кВт
в режиме с параметрами:	
хладоноситель на выходе:	
температура	4 °С
расход	71,4 м^3/ч
конденсаторная вода на входе:	
температура	32 °С
расход	115 м^3/ч
Холодильный агент	R22
Потребляемая мощность номинальная	350 кВт
Уровень взрывозащиты электрооборудования	Exdil
Габаритные размеры машины в сборе	10700×2350×2040 мм
Масса	16625 кг

Для искусственного охлаждения воздуха в глубоких шахтах Украины в последние несколько лет сделан определенный позитивный шаг. ОАО ОПО «Холодмаш» во взаимодействии с МакНИИ разработан комплекс шахтного холодильного оборудования на базе водоохлаждающей машины МХРВ-1 мощностью 1 МВт холода с винтовым компрессором для подземного размещения. В состав холодильного комплекса входят холодильная машина МХРВ-1 (рис. 1), воздухоохладители ОВ-190Ш (рис. 2), водоохладительные модули ОКВШ-350 (рис. 3). Холодильное оборудование поставлено на шахты им. А.А.Скочинского и им. М.И. Калинина ГП «Донецкая угольная энергетическая компания», им. В.М. Бажанова ГП «Макеевуголь», «Щегловская-Глубокая» ГОАО «Шахтоуправление «Донбасс», «Шахтерская-Глубокая» ГП «Шахтерскантрацит». Наряду с этим разработана новая модификация передвижного шахтного кондиционера типа КПШ 300 холодопроизводительностью 300 кВт (рис. 4). Экспериментальный образец кондиционера прошел испытания на шахте им. А.А. Скочинского и в настоящее время такие передвижные кондиционеры уже эксплуатируются на шести наиболее глубоких шахтах Донбасса. В качестве рабочего вещества в шахтных средствах охлаждения воздуха используется холодильный агент R22.



Рис. 2. Воздухоохладитель шахтный ОВ-190Ш

Мощность номинальная	190 кВт
в режиме с параметрами:	
хладоноситель на входе:	
температура	5 °С
расход	20 м^3/ч
воздух на входе:	
температура	26 °С
расход	21600 м^3/ч
относительная влажность	75%
Эффект охлаждения	8-12 °С
Габаритные размеры	5100×900×1100 мм
Масса	1400 кг

Внедряемые в настоящее время холодильные комплексы на базе холодильных машин типа МХРВ на ряде шахт еще в полном объеме на практике не апробированы. Из-за отсутствия финансирования авторский надзор со стороны ОАО ОПО «Холодмаш», МакНИИ за эффективностью работы шахтных холодильных установок не проводится. Не ведется мониторинг и анализ параметров микроклимата угольными предприятиями в выработках глубоких горизонтов при эксплуатации данных холодильных комплексов. Поэтому необходимо уже сегодня выполнить дополнительные системные исследования искусственного охлаждения воздуха на глубоких шахтах, на которых устанавливаются и эксплуатируются данные холодильные комплексы. Последнее необходимо для того, чтобы при выполнении проектов кондиционирования шахтного воздуха обоснованно принимать технические решения по расстановке холодильного оборудования, применению теплоизоляции трубопроводов с холодоносителем и быть уверенным, что прогнозируемые параметры микроклимата в выработках выемочных участков при применении искусственного охлаждения воздуха будут достигнуты.

Это необходимо выполнить в связи с тем, что при кондиционировании рудничного воздуха имеют место непроизводительные для лавы и выемочного участка потери выработанного холода по длине выработки, в которой устанавливаются воздухоохладители. Температурный перепад между охлажденным воздухом за установленными в воздухоподающей выработке воздухоохладителями и горным массивом составляет более 30°С.



Рис. 3. Водоохладительный модуль ОКВШ-325

Мощность номинальная	325 кВт
в режиме с параметрами:	
вода конденсаторная оборотная на входе:	
температура	45 °С
расход	37,5 м^3/ч
воздух на входе:	
температура	32 °С
относительная влажность	85%
расход	29000 м^3/ч
Эффект охлаждения	7-10 °С
Габаритные размеры	6050×900×2100 мм
Масса	3700 кг

В связи с указанным, в условиях высокотемпературного горного массива (45-50° С и более) неотъемлемой частью в реализации комплексного регулирования шахтного микроклимата с применением искусственного охлаждения воздуха на выемочных участках должно являться внедрение эффективных способов и средств уменьшения теплоотдачи горного массива и потерь выработанного холода в выработках, в которых установлены воздухоохлаждающие установки для нормализации тепловых условий в очистных забоях [5].

Одним из направлений является внедрение технологий теплоизоляции горного массива в выработках, герметизации стенок участковых воздухоподающих выработок со стороны выработанного пространства лав.

Теплоизоляция необходима для существенного уменьшения теплопритока в рудничную атмосферу из высокотемпературного горного массива с одной стороны, а с другой – снижения потерь выработанного холода и более эффективного его использования в регулировании температуры шахтного воздуха.

На основании анализа известных способов теплоизоляции горного массива в выработках, применения тех или иных теплоизоляционных материалов и устройств и выполненных исследований разработаны принципиально новые технические решения по теплоизоляции стенок горных выработок.

Одним из разработанных способов теплоизоляции стенок горных выработок является упорядоченное размещение эластичных емкостей, заполненных газообразной инертной средой, между элементами арочного крепления без загромождения поперечного сечения выработок [6]. Данное техническое решение, в сравнении с известными, имеет следующие преимущества: простота конструкции теплоизоляционного покрытия, его монтажа, высокие теплоизоляционные и герметизирующие характеристики, возможность многоразового использования.

Тепловыми расчетами участковой воздухоподающей выработки с теплоизоляцией стенок при толщине заполненной воздухом эластичной емкости 100-120 мм установлено, что коэффициент теплоотдачи горного массива при применении такого теплоизоляционного покрытия уменьшается в 14 раз.

Заполнение эластичных емкостей воздухом придает теплоизоляционному покрытию податливость и возможность изменять конфигурацию, что обеспечивает герметичность теплоизоляции в период ее эксплуатации при деформациях крепи.

а) б)

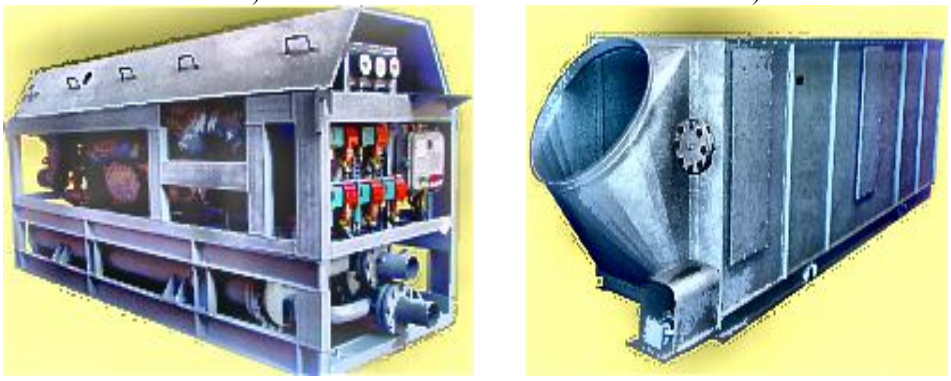


Рис. 4. Кондиционер передвижной шахтный КПШ 300:
а – компрессорно-конденсаторный блок; б – воздухообрабатывающий блок

Холодильная мощность в номинальном режиме	300 кВт
при параметрах:	
обрабатываемого воздуха на входе в аппарат:	
температура	32 °С
относительная влажность	70%
расход	7,6 $м^3/с$
охлаждающая вода на входе в конденсатор:	
температура	35 °С
расход	50 $м^3/ч$
Мощность, потребляемая в номинальном режиме	75 кВт
Линейное напряжения силовых цепей	660 В
Холодильный агент	R22
Потеря напора воздуха в воздухообрабатывающем блоке при расходе 7,6 $м^3/с$	980 Па
Гидравлическое сопротивление водяной полости конденсатора при расходе воды 50 $м^3/ч$	$1,3\times10^5$ Па
Габаритные размеры блоков:	
компрессорно-конденсаторного	3500×1100×1485 мм
воздухообрабатывающего	4995×1100×1420 мм
Длина кондиционера в сборе	9360 мм
Масса кондиционера в сборе	6300 кг

На это принципиально новое для угольной промышленности решение получен патент Украины, однако широкое применение данного способа теплоизоляции возможно только после проведения соответствующих исследований и испытаний в натурных условиях.

Другим перспективным способом теплоизоляции горного массива в выработках, уплотнения и изоляции выработанных пространств лав со стороны выемочных штреков является внедрение современных технологий и технических решений по физико-химическому укреплению горных массивов, обрушенных горных пород и созданию различного типа теплогидроизоляционных полос и уплотнительных теплоизоляционных покрытий на основе быстро вспенивающихся при соединении полимерных материалов. Уплотнительные теплоизоляционные материалы (двухкомпонентные пены) получают в результате соединения двух жидких компонентов: смолы и катализатора. Эти технологии с точки зрения влияния на формирование теплового режима горных выработок еще недостаточно изучены, в связи с этим не получили широкого применения в глубоких угольных шахтах Украины. Однако, как показали исследования, применение двухкомпонентных полимерных составов при раз-

работке глубоких горизонтов шахт может оказать позитивное влияние на улучшение температурных условий в горных выработках.

С целью уменьшения тепловыделения горного массива в воздухоподающих выработках выемочных участков и теплопритока из выработанного пространства лавы наиболее целесообразными являются следующие технологические модули применения полимерных пен: уплотнение околоштрековых бутовых полос или оборудование специальных полос для уменьшения утечек воздуха через выработанное пространство лав и соответственно уменьшения из него тепловыделений; теплоизоляция стенок горных выработок слоем пены с низким коэффициентом теплопроводности в период ее непосредственного создания в закрепленном арочной крепью пространстве. Одним из вариантов последнего является возведение теплоизоляционного покрытия из пены между элементами арочной крепи без загромождения поперечного сечения в свету горной выработки.

С углублением горных работ наряду с выполнением комплекса технических, организационных и других мер, связанных с регулированием температуры воздуха в горных выработках и охраной труда горняков, заслуживает особого внимания вопрос разработки и внедрения специальных систем противотепловой защиты работающих от перегрева в условиях нагревающего шахтного микроклимата.

Перспективным направлением является разработка и внедрение локальных и индивидуальных систем защиты горнорабочих от перегрева, как дополнительной составляющей при наличии кондиционирования шахтного воздуха, а для аварийных ситуаций – основной профилактической по предупреждению теплового поражения людей в горных выработках [7].

Одним из направлений в разработке систем защиты от перегрева является создание локальных зон кондиционирования воздуха на рабочих местах, при передвижении людей в транспортных средствах, в местах отдыха, пунктах оказания медицинской помощи в горных выработках с помощью пневматических кондиционеров. Такие кондиционеры компактны, имеют малый вес, высокую надежность и безопасность в работе, взрывобезопасное исполнение и просты в эксплуатации.

Основными элементами пневматического кондиционера являются неадиабатная вихревая труба и пневматический эжектор. На устройство локального охлаждения шахтного воздуха получен патент Украины [8].

Создание локальных зон с заданными параметрами микроклимата на рабочих местах в ряде случаев может быть более экономичным за счет использования вихревого эффекта для получения холода и энергии скоростного напора, создаваемого сжатым воздухом.

Локальное регулирование микроклимата в лаве обеспечивается на основе использования системы охлаждения воздуха, содержащей размещенные вдоль очистного забоя охладители воздуха и гибкий рукав для подачи сжатого воздуха от шахтной пневмосети. При этом, охладители воздуха, подсоединенные параллельно к гибкому рукаву для подвода сжатого воздуха, выполняются в виде воздушных эжекторов, каждый из которых оборудован вихревой трубой. Сопло эжектора подсоединяется к патрубку вихревой трубы, предназначенному для выпуска холодного воздуха и закреплено посредством крестовины в горловине цилиндрического патрубка, под-

соединенного, например, к верхняку механизированной крепи. Цилиндрический патрубок размещается сонаправленно с потоком свежего воздуха в призабойном пространстве лавы, при этом оборудуется шарнирным механизмом поворота его относительно продольной оси на угол не более 15 градусов.

Внедрение системы локального регулирования микроклимата на основе охладителей, оборудованных вихревыми трубами, позволит обеспечивать с достаточной надежностью конкретные тепловые условия и соответственно повысить уровень безопасности работ непосредственно на рабочих местах в лавах глубоких шахт.

Для профилактики тепловых поражений горнорабочих, работающих в выработках с повышенными температурами воздуха, предложено устройство, обеспечивающее возможность надежного регулирования параметров микроклимата в специальной климатизационной камере [9].

Климатизационная камера образована каркасом, выполненным из прокатной стали, и ограждающими поверхностями из металлических теплоизолированных щитов. Днище камеры размещено на салазках, обеспечивающих возможность передвижения ее по почве выработки или размещения ее на платформе шахтной вагонетки. Одна из торцевых сторон камеры оснащена раструбом с размещенным в нем эжектором. Посредством трубы эжектор соединен с вихревой трубой посредством патрубка для выпуска холодного воздуха.

Вихревая труба посредством гибкого рукава сообщена с трубопроводом шахтной пневмосети. Климатизационная камера оснащена воздухо-распределителем, размещенным в потолочной части камеры. Камера снабжена сиденьями для горнорабочих. Боковая стенка камеры снабжена вентиляционной решеткой. С торцевой стороны камеры, противоположной расположению раструба, встроена дверь для входа и выхода горнорабочих.

Создание комфортного микроклимата в климатизационной камере обеспечивается с помощью вихревой трубы, подсоединяемой к трубопроводу сжатого воздуха. В вихревой трубе в результате вихревого эффекта сжатый воздух разделяется на холодный и горячий потоки. Поток холодного воздуха через сопло эжектора под давлением выпускается в раструб.

В результате пребывания горнорабочих в камере с комфортным микроклиматом происходит отбор тепловой энергии от организма, восстановление нормального его состояния. Последнее является профилактическим средством в предупреждении тепловых поражений горнорабочих, работающих в выработках с нагревающим микроклиматом.

При разработке средств для защиты от перегрева горнорабочих, а также для создания локальных зон кондиционирования воздуха на рабочих местах и в климатизационных камерах отдыха в выработках могут быть эффективно использованы также малогабаритные установки для охлаждения шахтного воздуха, работающие на сжатом воздухе при избыточном давлении 0,1-0,2 МПа, поступающего либо из общешахтной пневмосети, либо от автономного воздушно-силового агрегата (воздуходувки) [10].

Холодопроизводительность таких установок, подтвержденная экспериментальными исследованиями непосредственно в высокотемпературных горных выработках

глубоких шахт, составляет 30-50 кВт.

Принцип работы предложенных установок для создания локальных зон комфортного микроклимата в выработках основан на использовании цикла воздушных холодильных машин. Основные проектные теплотехнические характеристики разработанных холодильных установок подтверждены выполненными экспериментальными их исследованиями. К ним относятся: холодопроизводительность – до 50 кВт; температура охлажденного воздуха – от 18,0 до +10° С; расход сжатого воздуха – от 0,5 до 1,0 кг/с; расход охлаждающей воды – до 3,0 $м^3$/ч. При шахтных испытаниях установки на глубине 1200 м температура воздуха при ее работе в призабойной зоне тупиковой выработки была снижена на 6,8° С, а на выходе из вентиляционного трубопровода в призабойную зону – на 9,2° С. Холодильное оборудование при испытаниях располагалось на расстоянии 35-40 м от забоя тупиковой выработки [10]. Холодильные установки характеризуются отсутствием фреоносодержащих холодильных агентов, небольшим расходом воды для отвода теплоты от работающего оборудования, отсутствием воздухоохлаждающего аппарата, вносимого аэродинамическое сопротивление в вентиляционный трубопровод, компактностью и мобильностью, возможностью размещения в выработках вблизи охлаждаемых зон.

Создание данного типа воздушных холодильных установок является альтернативным решением по регулированию тепловых условий в горных выработках шахт, где применение существующей холодильной техники проблематично. При планируемой, относительно невысокой холодопроизводительности, такие установки могут найти широкое применение для создания зон нормального микроклимата непосредственно на рабочих местах.

Список литературы

1. Правила безопасности в угольных шахтах. ДНАОП 1.1.30-1.01-00. – Киев. – 2005.

2. Державні санітарні правила та норми. Підприємства вугільної промисловості. ДСП 3.3.1.095-2002.

3. Мартынов А.А. Об улучшении температурного режима шахт / Уголь Украины. – 1999. – №1. – С. 30-34.

4. Бобров А.И., Мартынов А.А., Тулуб С.Б. Компьютерная технология выбора рациональных по тепловому фактору технологических решений разработки пологих пластов глубоких шахт // Горная промышленность на пороге XXI века: Доклады 16 Всемирного Горного Конгресса. София, Болгария. – 1994. – Т.4. – С. 119-124.

5. Мартынов А.А. Горнотехнологические основы комплексного регулирования теплового режима глубоких шахт с теплоизоляцией горного массива в выработках //Наукові праці Донецького Національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна». Випуск 72. / Редкол.: Башков Є.О. (голова) та інш. – Донецьк: ДонНТУ. – 2004. – С. 121-128.

6. Патент №60721А. Устройство для теплоизоляции и герметизации выработок /Литвинский Г.Г., Мартынов А.А. (Украина), 2004.

7. Мартынов А.А., Яковенко А.К. Локальное регулирование микроклимата в очистных забоях глубоких шахт. – Физико-технические проблемы горного производства. – Сб. научн. трудов / Под общей редакцией А.Д. Алексеева. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины. – 2006. – С. 250-258.

8. Деклараційний патент України №7451. Система для локального охолодження повітря в лаві / Яковенко А.К., Мартинов А.А. (Украина). Бюл. №6. – 2005.

9. Патент України на корисну модель № 27730. Пристрій для профілактики теплових уражень гірників /Брюханов А.М., Яковенко А.К., Мартинов А.А. (Украина). Бюл. №2. – 2008.

10. Мартынов А.А., Яковенко А.К., Петросянц В.А. Результаты шахтных испытаний экспериментальной установки турбодетандерного охлаждения воздуха в тупиковых выработках // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. трудов МакНИИ. – 1995. – С. 144-151.

УДК 622.272

© М.І. Ступнік, І.С. Паранько

ВПЛИВ УРАЖЕНОСТІ ГЕОЛОГІЧНОГО СЕРЕДОВИЩА НА ТЕХНОЛОГІЮ ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ

При підземній розробці залізорудних родовищ враховується вплив ураженості геологічного середовища. Запропонована конструкція варіанту системи розробки з частковою підривкою пустих порід висячого боку.

При подземной разработке железорудных месторождений учитывается влияние пораженности геологической среды. Предложенная конструкция варианта системы разработки с частичной подрывкой пустых пород висящей стороны.

At underground development of iron-ore deposits influence of staggered of geological environment is taken into account. Offered construction of variant of the system of development with partial destruct of empty breeds of hanging side.

Крупні гірничодобувні регіони світу, до яких належить і Криворізький залізорудний басейн, характеризуються високим ступенем ураженості геологічного середовища, обумовленого значними обсягами видобутку корисних копалин і відповідним техногенним навантаженням на довкілля. За дуже короткий як для геологічних процесів час відбулися суттєві зміни ландшафту, а також геологічної, гідрологічної, гідрогеологічної складових природного середовища. Створення техногенного ландшафту, висока ступінь ураженості геологічного середовища завдяки відкритій і підземній розробці залізних руд, порушення гідродинамічного режиму підземних вод, забруднення поверхневих вод, ґрунтів разом з особливостями геологічної будови Криворіжжя сприяють активізації розвитку провалів, зсувів, техногенного карсту, підтоплення територій, формуванню техногенних геохімічних аномалій в ґрунтах тощо. Значні глибини, на яких здійснюється підземна розробка родовищ корисних копалин системами з обваленням руди і вміщуючих порід, не убезпечують від раптових проривів в гірничі виробки і очисний простір насичених глинистими частками зволожених гірських порід, а іноді пульпи глинистого, мулистого, піщано-глинистого або іншого складу. У зв'язку з цим визначення ступеню ураженості геологічного середовища в межах гірничих відводів діючих шахт Криворізького басейну і його урахування при виборі технології очисного виймання є актуальною науково-практичною проблемою.

Криворізький залізорудний басейн приурочений до потужної зони Криворізько-

Кременчуцького глибинного розлому, де природні тектонічні процеси зумовили суттєві порушення монолітності масивів докембрійських гірських порід, утворивши густу мережу розломів, зон підвищеної тріщинуватості, подрібнення порід (рис. 1). Завдяки розломній тектоніці докембрійський фундамент розбитий на низку різновеликих (від 5-7 до 10-20 км^2) блоків [1], відокремлених один від одного зонами відкритої тріщинуватості, що позбавляє їх жорсткого зчеплення та знижує ступінь сейсмостійкості в регіоні. Практично всі розломи перетинаються підземними і поверхневими гірничими виробками, а окремі з них безпосередньо закладені в межах потужних розломних зон (рис. 2). Зокрема, Скелюватське родовище приурочене до зон Скелюватського і Єкатеринінського розломів, Новокриворізьке родовище розділене на дві частини субмеридіональним розломом, Ганнівське знаходиться в смузі метаморфічних порід, обмеженій Східно-Ганнівським і Ганнівським розломами мантійно-корового закладення і пересікається низкою розломів субширотного простягання, Первомайське знаходиться в межах вузла перетину Девладівської зони розломів зі Східним і Ганнівським, а підземні виробки пересікають основну площину розриву Саксаганського насуву (рис. 2).

Розташування кар'єрів і шахт поряд з розломами як природними тектонічними об'єктами негативно відображається на властивостях останніх. Розробка залізорудних родовищ буро-вибуховими технологіями призводить до поновлення природної тріщинуватості й формування техногенної. Вивчення впливу застосування вибухових технологій при розробці залізистих кварцитів Новокриворізького родовища показало, що зміни фізико-механічних властивостей порід відбуваються на відстані сотень метрів від центру вибухів. При цьому було встановлено, що на характер і ступінь цих змін впливають мінералого-петрографічні властивості порід, характер складчастості і природної тріщинуватості та інші чинники [2].

Таким чином, сьогодні масиви гірських порід – це у високій ступені розущільнені в фізико-механічному відношенні ділянки верхньої частини земної кори. При цьому слід зазначити, що техногенна тріщинуватість наявна також і в осадовому чохлі, що сприяє формуванню зон розущільнення порід. Класифікацію розломів див. на рис. 1.

В межах Криворізького залізорудного басейну на кристалічному фундаменті з порід залізисто-кремнистої формації залягають численні шари осадових утворень. Осадовий чохол представлений пісками, червоно-бурими глинами та суглинками. Алювіальні піски нижнього пліоцену характеризуються фрагментарним розповсюдженням, залягають на корі вивітрювання порід криворізької серії. Вище за розрізом залягає товща червоно-бурих глин нижнього-верхнього пліоцену, які замінюються товщею четвертинних суглинків. Загальна потужність осадового чохла складає від 10 до 45 м.

Повні розрізи осадових порід доступні для безпосереднього детального вивчення тільки в бортах кар'єрів. Мінералогічні, літологічні і стратиграфічні параметри цих товщ відрізняються від розрізу до розрізу і до цього часу вивчені і систематизовані неповністю. Слід відзначити, проте, досить давню історію їх вивчення в рамках досліджень продуктивних товщ Криворізьких залізорудних родовищ [3]. Крім цього, для умов осадового чохла Центрального залізорудного району Кривбасу виконано

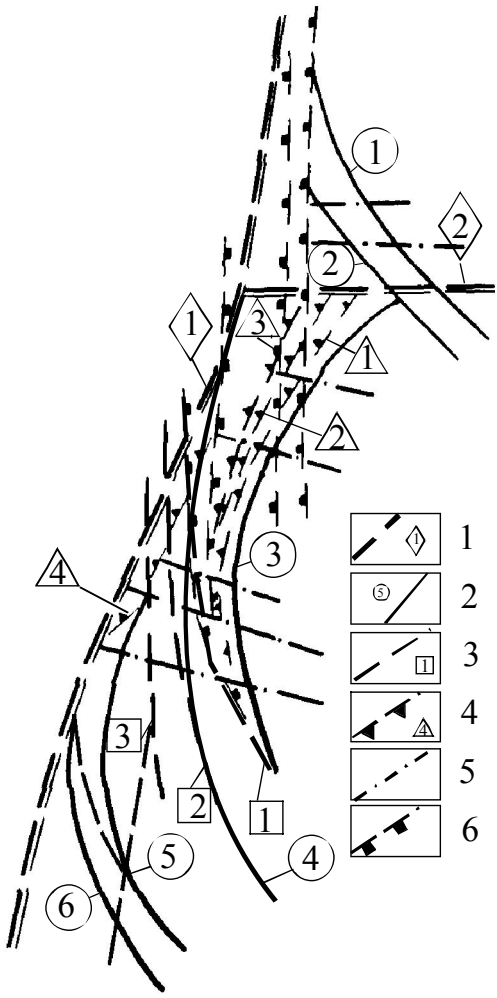


Рис. 1. Схема розломно-блокової будови Криворізької структури: 1 – розломи мантійного закладення, сформовані на межі мезо- і неоархею (1 – Криворізько-Кременчуцький, 2 – Девладівський); 2 – розриви мантійно-корового закладення, пов'язані зі стадією розтягу Криворізького проторифта (1 – Східно-Ганнівський, 2 – Ганнівський, 3 – Східний, 4 – Південно-Східний, 5 – Лихманівський, 6 – Високопольський); 3-4 – розломи, пов'язані з етапом стиснення проторифта в палеопротерозої: 3 – розломи мантійно-корового закладення (1 – Новокриворізький, 2 – Скелеватський, 3 – Катеринінський); 4 – насуви (1 – Східний, 2 – Саксаганський, 3 – Дальніх Західних смуг, 4 – Тарапаківський); 5 – постгданцівські розломи корового закладення; 6 – розломи, пов'язані з орогенним етапом розвитку регіону

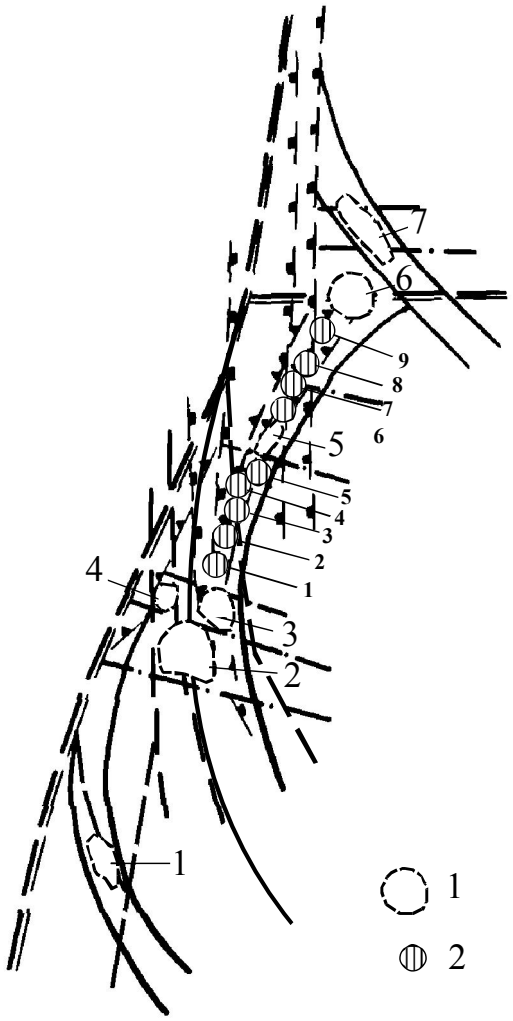


Рис. 2. Просторове співвідношення кар'єрів і шахт з розривними порушеннями Криворізької структури: 1 – кар'єри: 1 – Інгулецький, 2 – Південного ГЗК, 3 – №2 Новокриворізького ГЗК, 4 – №3 Новокриворізького ГЗК , 4 – Центрального ГЗК, 5 –Первомайський, 6 – Ганнівський; 2 – шахти: 1 – «Гігант-Глибока», 2 – №1 ім. Артема, 3 – «Родіна», 4 – «Більшовик», 5 – «Октябрська», 6 – ім. Фрунзе, 7 –« Ювілейна», 8 – «Гвардійська», 9 – ім. Леніна

розчленування палеогенових і неогенових відкладень з використанням місцевих стратиграфічних схем [4].

Таблиця

СТРАТИГРАФІЧНА СХЕМА КАЙНОЗОЙСЬКИХ ВІДКЛАДЕНЬ ГЛЕЄВАТСЬКОГО РОДОВИЩА

Система	Відділ	Підвідділ	Горизонт, регіоярус	Свита	Потужність, м	№ шару	Опис порід
Неогенова	Пліоценовий				2,0-10		Глини червоно-бурі з численними тріщинами усихання, заповненими карбонатом
	Міоценовий	Верхній	Сарматський (бесарабський під'ярус)		0,4-4,5	7	Піски кварцові жовтувато-коричневі
					0-0,8	6	Піщано-гравійні відкладення коричневого кольору
		Середній		Новопетровська	0-6,0	5	Піски кварцові глинисті сірі і сіро-зелені дрібнозернисті
					0-1,2	4	Піски кварцові сірі з рожевим відтінком, сипучі
Палеогенова	Еоценовий	Середній	Київський	Старо-інгулецька	0-5,5	3	Глини окремнені жовтувато-світло-зелені
					0,3-2,4	2	Глини піщанисті світло-зелені, місцями охристі карбонатні
					0,6-4,0	1	Алеврити кварцові гравійно-піщані сіро-блакитні

Одним із вельми розповсюджених і характерних горизонтів півдня України є червоно-бурі глини, що відносяться до пліоценових відкладень. Ці глини вирізняються своєю структурою: вони мають щільну будову в сухому і слабовологому стані, розколюються на неправильні гострокутні шматки з рівними блискучими поверхнями. По схилам в оголеннях можуть утворювати невеликі конусовидні осипи.

Структура ярусу червоно-бурих глин обумовлена, перш за все, значним зволоженням і наступним інтенсивним висиханням при різких коливаннях температури. В товщі глин наявні численні зростки і окремі кристали гіпсу, а також розпушені вапнякові конкреції і стягнення. Під мікроскопом в червоно-бурій глині розрізняються кварц, глиниста речовина, карбонат і гіпс.

Нормальна потужність яруса червоно-бурих глин варіює від 4-8 до 8-12 м. На схилах древніх долин і балок потужність червоно-бурих глин зменшується внаслідок тривалого змиву. В товщі ярусу червоно-бурих глин інколи зустрічаються місцями діагонально тонкошаруваті дрібно- і різнозернисті піски з чергуванням тонких прошарків глини, які не мають значного горизонтального розповсюдження.

Для зменшення ймовірності проникнення глинистих включень в підземні виробки може бути використаний ряд технологічних засобів. До поверхневого комплексу робіт відносяться засипка воронок обвалення скельними породами, що зменшує зсув масиву червоно-бурих глин в процесі збільшення розмірів зони провалів і воронок. Існує також принципова можливість зміцнення поверхонь зсуву воронок обвалення, яку, проте, технічно досить складно реалізувати. Щодо підземного комплексу робіт, сюди можуть бути віднесені залишення міжповерхових циліків, підривка вміщуючих порід висячого боку, а також зміцнення і ущільнення обвалених налягаючих порід.

Попередній техніко-економічний аналіз особливостей мульди зсуву і обвалень, характерних для умов Глеєватського простягання (ВАТ «Суха Балка») свідчить про відносну перспективність підземних технологічних схем зниження ступеню ймовірності проникнення глинистих включень в очисний простір.

Нижче буде розглянута технологічна схема відпрацювання залізорудних покладів в умовах рудника «Суха Балка», характерною особливістю якої є заміщення вилучених обсягів руди породами підривки висячого боку, представленими гетит-гематитовими роговиками (рис. 3). Це дозволяє забезпечити формування рухомого шару порід, що розділяє рудну масу і налягаючі обвалені породи верхніх горизонтів, які містять глинисті включення. Основний зміст технології зводиться до наступного.

На горизонті доставки руди вищележачого горизонту з бурового штреку 8 розбурюють породи висячого боку віялами глибоких свердловин 10. Об'єм підривки порід висячого боку визначається з умови заповнення очисної камери до стану, який забезпечує максимально можливий контакт обвалених роговиків з вертикально оголеними стінками тимчасових міжпанельних циліків. Після відпрацювання і заповнення очисних камер породами підривки, вилучають запаси руди в трикутнику лежачого боку. Для відпрацювання цих запасів можливе формування додаткових горизонтів скреперування з одностороннім або двостороннім розташуванням випускних отворів.

Таким чином, запропонована конструкція варіанту системи розробки з частковою підривкою пустих порід висячого боку збільшує розрахункову собівартість видобутку руди по системі розробки на 7-12%. Однак створюються умови для гарантованого забезпечення якісних показників добутої руди. Конче потребують подальших досліджень питання просторового визначення як на поверхні, так і на видобувних горизонтах розривних порушень порід продуктивних товщ Криворізького басейну. Технології видобутку руди в таких зонах перш за все повинні містити в собі елемен-

ти захисту обваленого рудного масиву від проникнення рухомих пластичних глиновмісних гірських порід.

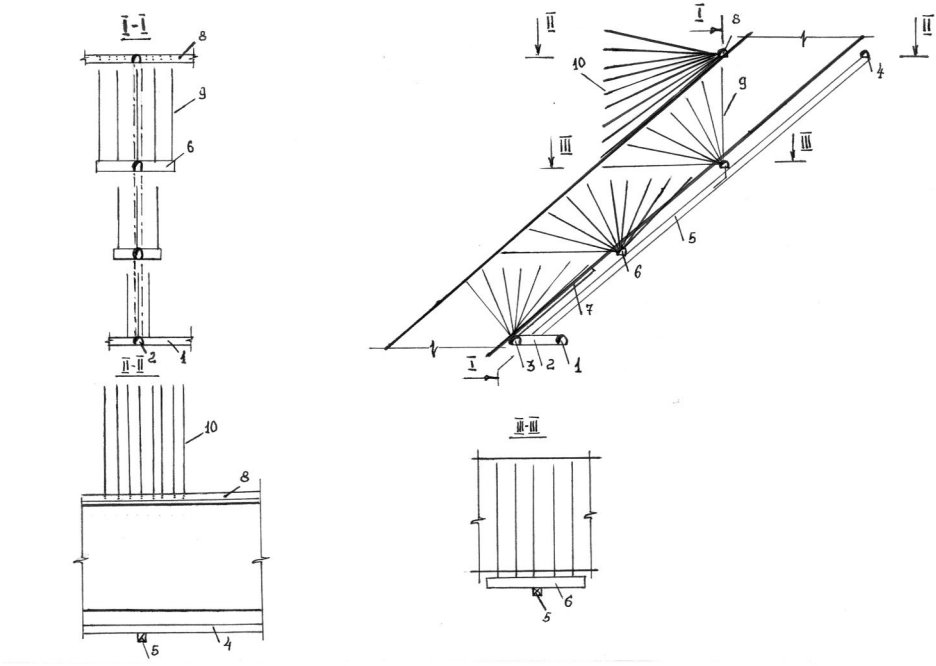


Рис. 3. Варіант системи розробки з підривкою порід висячого боку:
1 – відкотний штрек; 2 – доставочний орт; 3 – буровий штрек, 4 – вентиляційний штрек; 5 – вентиляційно-ходовий підняттєвий; 6 – бурові штреки;
7 – відрізний підняттєвий; 8 – буровий штрек висячого боку;
9, 10 – віяла глибоких свердловин

Список літератури

1. Паранько І.С., Бутирін В.К. Розломно-блокова тектоніка Криворізької структури /Геолого-мінералогічний вісник. – 2004. – №1. – С.5-13.

2. Блоха В.Д., Стеценко В.В. До методики вивчення тріщинуватості порід дослідно-промислових ділянок залізорудних кар'єрів Кривбасу (на прикладі кар'єрів №2-біс і №3 НКГЗК) / Геолого-мінералогічний вісник. – 2006. – №12. – С. 68-70.

3. Геология Криворожских железорудных месторождений /Под ред. Я.Н. Белевцева. – Киев: Издательство АН УССР. – 1962. – Том 1. – 480 с.

4. Березовский А.А., Бублик Ю.М. Состав и строение кайнозойской толщи Глееватского месторождения // Геолого-мінералогічний вісник. – 2001. – №1. – С. 66-76.

УДК 622.28

© В.Н. Окалелов

ИССЛЕДОВАНИЕ ХАРАКТЕРА ИЗМЕНЕНИЯ ПРОТЯЖЕННОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ТЕЧЕНИЕМ ВРЕМЕНИ РАБОТЫ ШАХТЫ

Встановлені закономірності зміни загальної протяжності гірничих виробок вугільних шахт, залежність їх параметрів від класу виробок, виробничої потужності шахт та наявності неоднорідних умов залягання вугільних пластів.

Установлены закономерности изменения общей протяженности горных выработок угольных шахт, зависимость их параметров от класса выработок, производственной мощности и наличия неоднородных условий залегания угольных пластов.

Regularities of changing the general length of coal mine tunnels, dependence of their parameters on category of mine works, mines' production capacity and occurrence of different bedding conditions of coal layers.

Существенное подорожание средств крепления, проходческого оборудования, энергоресурсов и материалов привело к значительному увеличению стоимости проведения и ремонта горных выработок. Так, по данным института «Луганскгипрошахт» стоимость проведения 1 м штрека сечением в свету 10 м^2 в условиях ш. «Индустрия» в ценах 2002 г. составила 5050 грн, а по данным «Днепрогипрошахт» [1] сметная стоимость проведения 1 км выработки достигает уже 15-20 млн. грн. Расчет стоимости ремонта горных выработок, проводимых по пл. ℓ'_1 ш/у «Луганское», показал, что она уже соизмерима со стоимостью проведения.

В связи с изложенным возросла актуальность прогнозирования и нормирования суммарной протяженности проводимых и поддерживаемых горных выработок с целью недопущения ее превышения сверх обоснованных объемов.

Решение данной задачи с помощью методов, приведенных в работах [2, 3] не дало положительных результатов, поскольку в качестве прогнозируемых и нормируемых показателей были приняты только удельные протяженности горных выработок на 1000 т запасов или 1000 т добычи угля. Эти показатели не отражают в полной мере технический уровень сети горных выработок [4]. Кроме этого следует отметить, что для принятия проектных решений по сокращению протяженности горных

выработок важно знать не только ее общую величину, но и протяженность отдельных классов выработок. В связи с этим были выполнены исследования характера изменения протяженности вскрывающих, подготавливающих, подготовительных выработок и их суммарной длины во времени. Класс вскрывающих выработок был разделен на два подкласса – основные и дополнительные. Изменение во времени протяженности горных выработок изучалось по 13 шахтам новостройкам или прошедшим реконструкцию и отрабатывающим пласты с углами падения до 35°.

По каждой из этих шахт устанавливались ежегодные значения протяженности горных выработок, начиная с 1-го года их проведения и до момента выполнения анализа функционирования шахты. Протяженность выработок определялась по данным ежегодных отчетов об их состоянии, а при отсутствии отчетов путем замеров на планах горных работ.

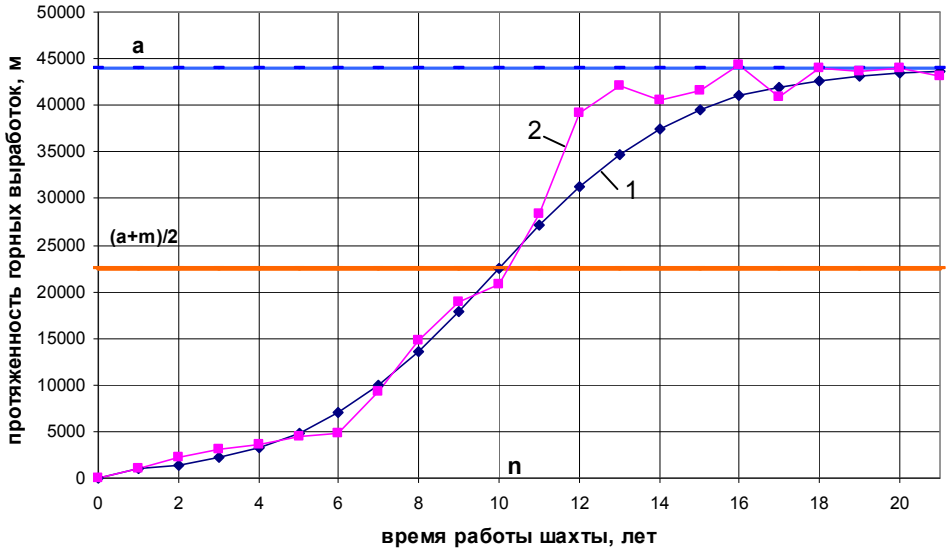


Рис. 1. Характер изменения суммарной протяженности горных выработок во времени: 1 – теоретическая кривая (логиста); 2 – график фактических значений

По полученным данным были построены графики изменения протяженности вскрывающих (основных и дополнительных) подготавливающих и подготовительных выработок, а также графики изменения суммарной протяженности всех классов выработок шахты. В качестве примера на рис. 1 ломаной линией показан график изменения во времени суммарной протяженности всех выработок по ш. им. IX Пятилетки (Північна) ПО «Макеевуголь» за период с 1965 по 1985 гг. Внешний вид этого графика имеет явно выраженный S-образный характер, что присуще процес-

сам, описываемым логистической зависимостью. Ее теоретический график показан на рис. 1 плавной линией. Параметры этой кривой устанавливаются по расчетной схеме, представленной на рис. 2.

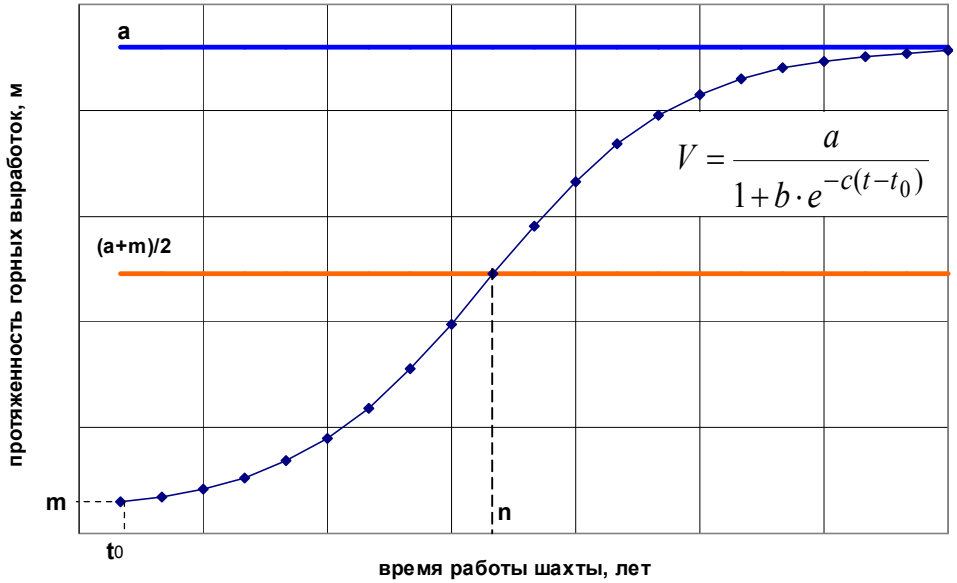


Рис. 2. Расчетная схема для определения параметров логисты:
a *– предел насыщения;* m *– начальное значение;* n *– параметр,*
соответствующий отношению $\frac{a+m}{2}$; t_o *– начало отсчета;*
b *и* c *– постоянные коэффициенты логисты*

Коэффициент b определяется по формуле (1), а c по формуле (2):

$$b = \frac{a}{m} - 1, \tag{1}$$

$$c = \frac{ln\left(1 + \frac{a}{m}\right)}{n - t_o}. \tag{2}$$

Значения параметров n, m, t_o, a и коэффициентов b и c для всех классов выработок проанализированных шахт представлены в табл. 1.

Таблица 1

ЗНАЧЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ И КОЭФФИЦИЕНТОВ ЛОГИСТИЧЕСКИХ ЗАВИСИМОСТЕЙ

Наименование шахты	Класс выработок	Параметры				Постоянные коэффициенты		Корреляционное отношение, η	Среднеквадратическая ошибка аппроксимации, ε, %
		a, м	m, м	t_0, лет	n, лет	b	c		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
им.IX Пятилетки	V1	2435	960	1	4,2	1,54	-0,394	0,888	6
	V2	7834	436	2	6,3	16,9	-0,684	0,993	7
	V3	23925	1650	7	11	13,5	-0,685	0,983	7
	V4	10000	2750	8	11	2,6	-0,511	0,907	14
	V5	44000	960	1	10	44,8	-0,427	0,987	12
им. А.Г. Стаханова	V1	6625	960	1	4,2	5,9	-0,645	0,973	5
	V2	14620	550	3	9	25,6	-0,553	0,995	6
	V3	56115	2000	8	13,5	27,0	-0,613	0,937	28
	V4	25000	11150	11	12	4,24	-1,17	0,720	11
	V5	100000	960	1	11,2	103	-0,456	0,990	12
Красный партизан	V1	15495	595	1	16	25	-0,212	0,981	16
	V2	3660	320	2	21	10,4	-0,132	0,927	29
	V3	65000	2700	5	22	23	-0,189	0,941	27
	V4	22000	1300	7	13	15,9	-0,481	0,890	16
	V5	100000	595	1	16	167	-0,342	0,947	27
Молодогвардейская	V1	1940	725	1	3	1,67	-0,650	0,895	7
	V2	7972	385	3	8,5	19,7	-0,559	0,926	22
	V3	31200	7437	8	12	3,2	-0,412	0,967	8
	V4	15500	4297	9	9,8	2,6	-1,91	0,860	8
	V5	56000	725	1	9,5	76,2	-0,513	0,990	11
Должанская-Капитальная	V1	2800	1325	1	2,4	1,11	-0,811	0,873	5
	V2	6294	800	4	8	6,87	-0,545	0,981	3
	V3	47000	3740	9	15	11,5	-0,435	0,959	10
	V4	39500	1325	10	26	4,9	-0,121	0,837	22
	V5	90000	1325	1	15	66,9	-0,302	0,962	13

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Комсо-	V1	3509	1125	1	6	2,12	-0,283	0,920	10
молец	V2	13111	542	2	5,8	23,2	-0,849	0,994	6
Донбас-	V3	20700	5000	6	9,2	3,14	-0,511	0,996	3
са	V4	51650	11150	7	11	3,63	-0,432	0,980	7
	V5	89000	1125	1	9	78,1	-0,547	0,995	9
Луган-	V1	1728	720	1	1,6	1,4	-2,04	0,999	1
ская-1	V2	7278	375	3	8	18,4	-0,603	0,972	16
	V3	64100	8246	11	16	6,8	-0,434	0,991	5
	V4	46445	5475	11	15	7,5	-0,562	0,943	10
	V5	120000	720	1	15	165	-0,366	0,993	17
Про-	V1	5675	720	1	4	6,9	-0,728	0,979	4
гресс	V2	2688	436	5	7	5,2	-0,984	0,990	3
	V3	23250	3300	7	11	6,0	-0,522	0,970	8
	V4	15000	3600	10	12,5	3,2	-0,656	0,704	18
	V5	48000	720	1	10	65,6	-0,418	0,989	9
Южно-	V1	14400	735	1	8	0,96	-0,154	0,928	7
Донбас-	V2	7725	384	3	9,5	19	-0,469	0,950	18
ская-1	V3	31775	2000	8	14	14,9	-0,471	0,982	13
	V4	20250	2100	9	13,5	8,6	-0,525	0,877	28
	V5	61000	375	1	13	82	-0,370	0,993	15
Украина	V1	5285	356	1	27	13,8	-0,106	0,918	25
	V2	10450	294	2	26	34,5	-0,149	0,882	38
	V3	28000	25	5	34	0,119	-0,292	0,935	26
	V4	12400	165	5	7,8	74,2	-1,54	0,361	43
	V5	60000	356	1	27	167	-0,197	0,762	42
Черкас-	V1	1290	425	1	11	2,0	-0,139	0,872	18
ская	V2	7550	430	2	13	16,6	-0,265	0,932	27
	V3	15075	575	7	18	25,2	-0,300	0,991	14
	V4	33000	1300	3	10	24,4	-0,467	0,955	18
	V5	55000	425	1	12	128,4	-0,443	0,977	19
Карбо-	V1	1915	360	1	18	4,3	-0,108	0,926	15
нит	V2	10000	1090	1	27	8,2	-0,09	0,869	27
	V3	20225	825	1	25	23,5	-0,134	0,967	24
	V4	19000	1075	1	16	16,7	-0,195	0,857	24
	V5	46500	360	1	21	12,9	-0,135	0,961	18
им.	V1	19570	400	1	19	47,9	-0,217	0,985	18
С.В.	V2	9725	550	19	31	16,7	-0,244	0,993	8
Косиора	V3	10050	375	6	26,5	25,8	-0,162	0,979	16
	V4	24000	300	1	15	79	-0,314	0,935	16
	V5	60000	700	1	20	84,7	-0,235	0,983	19

В приведенной таблице символами V1, V2, V3, V4 и V5 отмечены основные и дополнительные, подготавливающие, подготовительные и все горные выработки шахты.

Представленные в табл. 1 значения корреляционного отношения и средневзвешенной ошибки аппроксимации показали, что в большинстве случаев изменение протяженности поддерживаемых горных выработок во времени хорошо описывается логистической зависимостью. Исключение составляет ш. «Украина», которая дважды реконструировалась, и каждый раз этот процесс сопровождался резким падением объема добычи и сокращением суммарной протяженности горных выработок из-за сворачивания работ на выше лежащих горизонтах и несвоевременного ввода в строй новых горизонтов.

Анализ значений параметра a показал, что он в большинстве случаев имеет наибольшее значение для подготавливающих выработок, что свидетельствует о наибольшем удельном весе их протяженности в суммарной длине всех выработок шахты. Исключение составляют значения параметра a для шахт «Комсомолец Донбасса», «Черкасская» и «Косиора». Это объясняется тем, что на ш. «Комсомолец Донбасса» при погоризонтной подготовке угольных пластов было введено в строй 7 лав с наибольшей по сравнению с другими шахтами длиной выемочных столбов, составлявшей в среднем 1400 м. На ш. «Черкасская» широко использовалась групповая подготовка угольных пластов, что и привело к снижению протяженности подготавливающих выработок. На ш. «им. С.В. Косиора» очистные работы велись от наклонных стволов, проведенных практически по каждому пласту, что и привело к существенному сокращению общей протяженности подготавливающих выработок.

В 9-и случаях наименьшее значение параметра a имеет место для основных вскрывающих выработок (V1) представленных стволами. В 4-х случаях значение этого параметра оказалось выше по сравнению с основными дополнительными выработками. Это шахты: «Прогресс», «Южно-Донбасская-1», «Красный партизан» и «им. С.В. Косиора». В первых двух случаях имело место вовлечение в одновременную разработку нескольких блоков с секционным проветриванием и большими глубинами разработки, а в последних двух случаях – проведение большего числа наклонных стволов по нескольким пластам.

Второе место по величине параметра a занимают подготовительные выработки, а наибольшее его значение соответствует суммарной протяженности всех классов выработок. Отсюда следует, что величина параметра a зависит от класса выработок, а также применяемых способов и схем вскрытия, подготовки и систем разработки. Наблюдается также взаимосвязь между классом выработок и значениями параметра m. Поскольку параметры a и m учитываются при расчете коэффициентов b и c, то, следовательно, и эти коэффициенты зависят от класса выработок.

Существенные различия в значениях параметров логистических кривых для разных шахт позволили сделать предположение о том, что они зависят не только от класса выработок, но и других факторов. Поэтому были изучены взаимосвязи между параметрами *a*, *n* и такими факторами, как производственная мощность шахты, ко-

личество разрабатываемых пластов, средний угол их падения, глубина разработки, расстояние по нормали между крайними разрабатываемыми пластами, количество действующих лав, средняя длина лавы и выемочного поля, количество разрабатываемых неоднородных участков, отношение a к m.

В результате были установлены статистически значимые взаимосвязи между параметром a и производственной мощностью шахты для суммарной протяженности всех горных выработок (рис. 3), протяженности подготавливающих и подготовительных выработок.

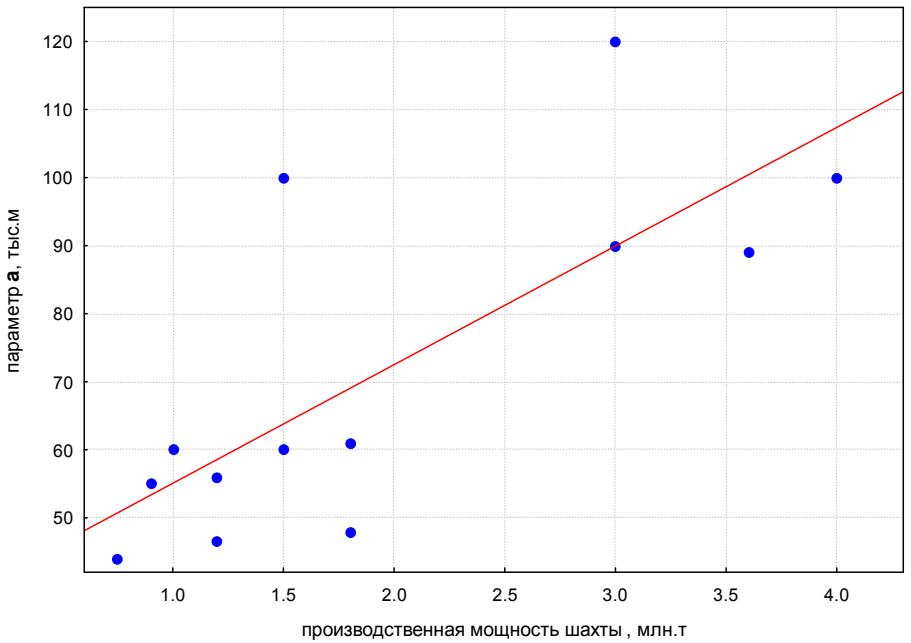


*Рис. 3. Характер зависимости параметра **a** логисты от производственной мощности шахты*

Для подготавливающих выработок была также установлена значимая взаимосвязь между параметрами a и количеством разрабатываемых неоднородных участков (рис. 4).

Значимые зависимости были установлены между параметром n и отношением a/m для основных вскрывающих выработок (рис. 5), подготавливающих выработок и суммарной протяженности всех выработок.

Наличие таких взаимосвязей позволяет прогнозировать характер изменения суммарной протяженности выработок во времени. Для этого необходимо задать значение параметра m и принять $t_o = 1$. Параметр m зависит от принятого объема

работ на проведение основных вскрывающих выработок за первый год их сооружения. Параметр a рассчитывается в зависимости от принятой производственной мощности шахты, а параметр n – в зависимости от отношения a/m.

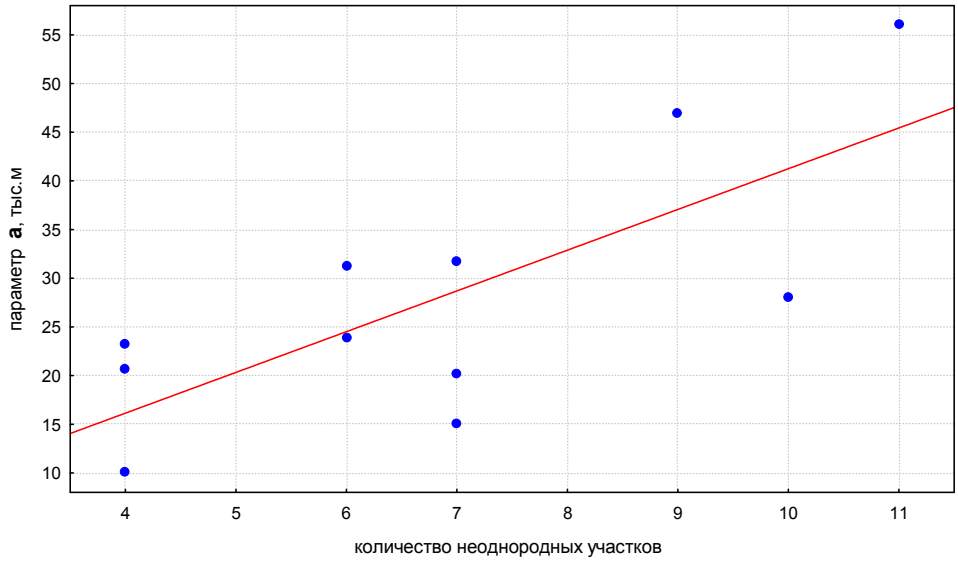


*Рис. 4. Характер зависимости параметра **a** логисты от количества неоднородных разрабатываемых участков*

Результаты сравнения фактических и расчетных значений суммарной протяженности всех горных выработок для периода времени, превышающего ранее учтенный при определении параметров логист представлены в табл. 2.

Расчетные значения суммарной протяженности определялись с учетом проектной мощности шахты за исключением ш. «им. 9-й Пятилетки», где в анализируемые периоды времени фактический объем добычи не превышал 18% от проектной. Поэтому в данном случае учитывалась плановая производственная мощность шахты.

Среднее относительное отклонение расчетных данных от фактических составило ±22% изменяясь в интервале 1-54%. Наибольшие отклонения (до 54%) имеют место для ш. им. 9-й Пятилетки, что вызвано весьма низкой плановой и фактической добычей угля. Следует также отметить, что для большинства шахт фактическая протяженность превышает расчетную. Это свидетельствует, прежде всего, об имеющихся резервах ее сокращения до обоснованных норм.

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ СРАВНЕНИЯ ФАКТИЧЕСКИХ И РАСЧЕТНЫХ ЗНАЧЕНИЙ СУММАРНОЙ ПРОТЯЖЕННОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Наименование шахты	Год	Суммарная протяженность выработки	
		расчетная	фактическая
1	2	3	4
Черкасская	1990	55000	50900
Красный партизан	2006	63100	88000
	2007	63100	88000
	2008	63100	86000
им. С.В. Косиора	1990	60000	70700
Луганская-1	1990	120000	111000
	2008	97600	97000
Должанская Капитальная	2006	90000	98800
	2007	90000	101400
	2008	90000	93300
им. 9-й Пятилетки	2006	39800	28336
	2007	37900	26981
	2008	40000	25830
Южно-Донбасская	2006	67600	80140
	2007	67600	79700
	2008	67600	80300
Молодогвардейская	2006	61600	77303
	2007	61600	81036
	2008	61600	105000
Комсомолец Донбасса	2006	109600	149459
	2007	109600	157180
	2008	109600	168736

Подводя итог изложенному можно сделать вывод о том, что характер изменения протяженности поддерживаемых выработок во времени является логистическим, основные параметры логист зависят от класса выработок, производственной мощности шахты и неоднородности условий залегания угольных пластов.

Предложенная методика прогнозирования суммарной протяженности горных выработок может быть использована для ее нормирования и выявления резервов сокращения общей протяженности сети выработок, что весьма важно при разработке перспективных планов развития угольных шахт.

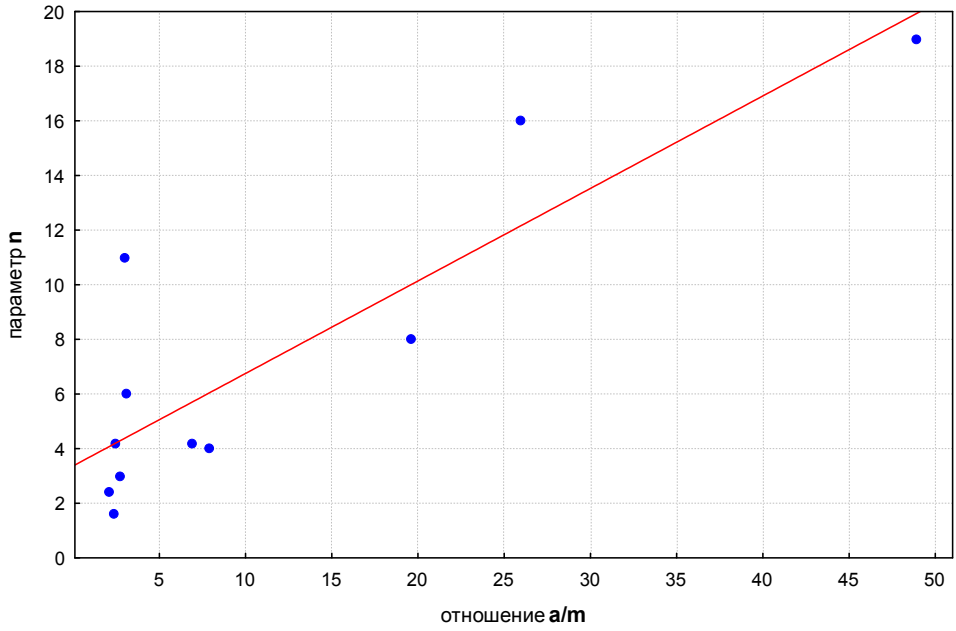


*Рис. 5. Характер зависимости параметра **n** от отношения **a/m***

Список литературы

1. Гоголь Л.И. Проблемы ценообразования угольной отрасли / Л.И. Гоголь, В.Е. Гореленко // Уголь Украины. – 2008. – №8. – С. 14-15.

2. Нормативы удельной протяженности поддерживаемых горных выработок. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1984. – 25 с.

3. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей / Под ред. Б.Ф. Братченко. – М.: Недра, 1985. – 494 с.

4. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых /В.И.Бондаренко, А.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий и др. – Днепропетровск, 2003. – 708 с.

УДК622.063.4

© С.Ф. Власов, А.А. Сидельников

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОБЪЕМНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ОЧИСТНОЙ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

У статті обґрунтовано необхідність використання тривимірної моделі шаруватого трансверсально-ізотропного масиву гірських порід для вивчення та уточнення закономірностей розподілу напружено-деформованого стану навколо очисного вибою. Обґрунтовано параметри тривимірного моделювання масиву гірських порід для умов шахт Західного Донбасу.

В статье обоснована необходимость использования объёмной модели слоистого трансверсально-изотропного массива горных пород для изучения и уточнения закономерностей распределения напряженно-деформированного состояния вокруг очистного забоя. Обоснованы параметры объёмной модели массива горных пород для условий шахт Западного Донбасса.

The necessity of use a three-dimensional model of a layered transversally-isotropic rock mass for studying and specification stress and strain distribution laws around longwalls and development faces is substantiated in the article. Parameters of the three-dimensional simulation of a rock mass for Western Donbas conditions are substantiated.

Введение. На сегодняшний день основной особенностью ведения горных работ в украинской части донецкого угольного бассейна является то, что средняя глубина разработки превышает 700 м, максимальная при этом достигает 1200 м. В связи с этим, определился широкий круг горнотехнических проблем связанных с негативными проявлениями горного давления в подготовительных выработках и очистных забоях, которые, в свою очередь, существенно снижают добычу угля, увеличивают себестоимость и существенно повышают уровень производственного травматизма. Применение как активных, так и пассивных способов управления горным давлением в выработках требует знания закономерностей распределения напряженно-деформированного состояния массива горных пород вдоль лавы и вдоль выемочного столба.

Суть вопроса. На современном уровне развития горной науки и методов изучения НДС вокруг очистных и подготовительных выработок основным и наиболее

эффективным способом прогнозирования состояния массива горных пород является метод моделирования геомеханических процессов, которые происходят вследствие ведения горных работ. Данный вопрос исследовали при помощи физических, математических, феноменологических, компьютерных и других моделей такие ученые как А.А. Борисов, А.Н. Динник, М.А. Иофис, Г.Н. Кузнецов, Л.В. Новикова, А.В. Савостьянов, В.Д. Слесарев, М.С. Четверик, А.Н. Шашенко. Однако любая модель – это детерминированное представление того или иного реального объекта или процесса и чем меньше будет использовано упрощений при построении модели, тем более она будет соответствовать реальности. Обзор современных подходов к моделированию геомеханических процессов, протекающих в массиве горных пород, позволяет выделить основные принципиальные недостатки, которые в той или иной мере снижают практическую ценность полученных результатов и сужают область эффективного применения того или иного подхода. Среди них можно выделить:

1. Моделирование производится для плоской постановки задачи. Реальные процессы протекают в горном массиве, который имеет три измерения, а значит, горные породы находятся не в плосконапряженном, а в плоскодеформированном состоянии.

2. Горный массив моделируют сплошной средой. Реальный горный массив представляет собой совокупность литологических разностей, которые находятся в постоянном взаимодействии между собой.

3. Горные породы представляются изотропным материалом с усредненными физико-механическими свойствами. Реальные горные породы в общем случае проявляют анизотропные свойства, но с большой точностью могут быть описаны моделью трансверсально-изотропной среды, которая характеризуется пятью независимыми упругими константами.

4. Отсутствие учета влияния крепи на распределение НДС вокруг выработок. Реальная крепь обладает определенной жесткостью и оказывает влияние на распределение зон повышенного и пониженного горного давления.

5. Моделирование производится для ограниченной части горного массива, который непосредственно примыкает к моделируемому объекту (горной выработке). В реальных условиях в формировании НДС участвует вся надугольная толща вмещающих отрабатываемый пласт горных пород.

В сложившихся экономических условиях функционирования, горнодобывающие предприятия предъявляют все более и более жесткие требования к точности выполняемых расчетов параметров НДС массива необходимых для применения эффективных способов управления состоянием массива горных пород, что является неотъемлемой частью использования высокоэффективных технологий ведения горных работ и современной высокопродуктивной горной техники.

На современном этапе развития горной науки и компьютерных технологий наибольший интерес представляют теоретические исследования с применением математических моделей геомеханических процессов, протекающих в массиве горных пород.

Цель статьи. Обосновать параметры трехмерной модели слоистого трансверсально-изотропного массива горных пород для изучения закономерностей распределения напряженно-деформированного состояния вокруг очистной выработки.

Основная часть

Обоснование геометрических параметров модели

Геометрические параметры модели зависят, прежде всего, от размеров зоны влияния очистных работ на массив горных пород. Для правильного определения этих параметров необходимо использовать данные многолетних маркшейдерских наблюдений и рекомендации нормативно-правовых документов, которые регламентируют порядок определения этой зоны. В настоящее время в Украине юридическую силу имеют «Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» [1], согласно которым границы влияния очистной выработки на земную поверхность (мульды сдвижения) определяются граничными углами. Различают граничные углы по простиранию δ_0, по падению β_0 и по восстанию γ_0 пласта. Значения граничных углов условий Западного Донбасса согласно [1] принимаются $\delta_0 = \gamma_0 = \beta_0 = 65^\circ$.

Руководствуясь [1] можно определить геометрические размеры модели в плане. Вертикальные размеры модели принимаются из условия моделирования всей толщи горных пород, которые непосредственно участвуют в формировании НДС массива вокруг очистной выработки, т.е. всех литологических разностей от пласта до земной поверхности и не менее пятидесятикратной мощности вынимаемого слоя вглубь подстилающего угольный пласт массива. Согласно [1] зона влияния очистной выработки на породы почвы пласта распространяется не более чем на 50 вынимаемых мощностей.

На рис. 1 и 2 представлены расчетные схемы для определения геометрических параметров модели в плане.

Исходя из расчетной схемы, представленной на рис. 1, была получена формула для определения горизонтального размера модели по направлению вкрест подвигания очистного забоя:

$$L_м \geq L_л\left[cos\ \alpha + \frac{sin\alpha\, sin(2\alpha + \gamma_0 - \beta_0)}{2sin(\beta_0 - \alpha)sin(\gamma_0 + \alpha)}\right] + H\frac{sin(\gamma_0 + \beta_0)}{sin(\beta_0 - \alpha)sin(\gamma_0 + \alpha)}, \quad (1)$$

где $L_м$ – горизонтальный размер модели по направлению вкрест подвигания очистного забоя, м;

$L_л$ – длина лавы, м;

γ_0, β_0 – граничные углы сдвижения по падению пласта, град;

α – угол падения пласта, град;

H – расстояние от середины лавы до земной поверхности, м.

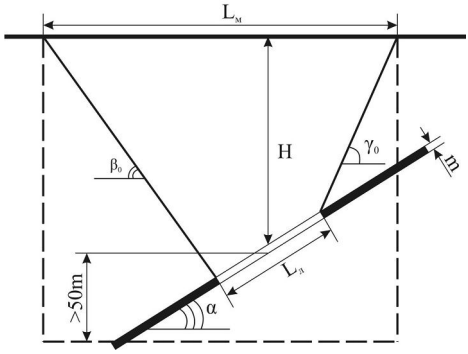


Рис. 1. Главное сечение мульды сдвижения по падению пласта

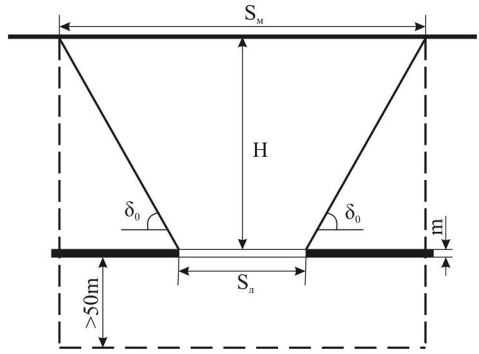


Рис. 2. Главное сечение мульды сдвижения по простиранию пласта

Исходя из расчетной схемы, представленной на рис. 2, была получена формула для определения горизонтального размера модели по направлению подвигания очистного забоя:

$$S_м \geq S_л + 2Hctg\delta_0, \tag{2}$$

где $S_м$ – горизонтальный размер модели по направлению подвигания очистного забоя, *м;*

$S_л$ – подвигание очистного забоя, м;

δ_0 – граничный угол сдвижения по простиранию пласта, град;

H – расстояние от середины лавы до земной поверхности, м.

Вертикальные размеры модели массива горных пород должны удовлетворять выражению

$$Z \geq H + 50m, \tag{3}$$

где m – вынимаемая мощность пласта, м.

Для условий Западного Донбасса с учетом того, что $\delta_0 = \gamma_0 = \beta_0 = 65^\circ$ и принимая $\alpha = 0^\circ$, формулы 1 и 2 могут быть переписаны в виде:

$$L_м \geq L_л + 0{,}93H \approx L_л + H; \tag{4}$$

$$S_м \geq S_л + 0{,}93H \approx S_л + H. \tag{5}$$

Диапазон глубин пластов принятых к разработке в ОАО «Павлоградуголь» колеблется в пределах 230-700 м, длины механизированных лав изменяются от 180 до 220 м.

Физико-механические характеристики горных пород вмещающих угольный пласт

Горные породы имеют весьма сложные физико-механические свойства, зависящие от их вещественного и гранулометрического состава, условий залегания и происходивших во время их формирования геологических процессов.

В общем случае физико-механические характеристики по различным направлениям в массиве пород различны, т.е. горные породы проявляют анизотропию свойств, и в связи с этим изменяется характер распределения напряжений вокруг выработок.

Слоистость, напластование, перемежаемость пород с различными механическими свойствами могут обуславливать механическую анизотропность массива, несмотря на то, что каждая из пород, слагающих толщу, является по данным испытаний образцов механически изотропной. Эта анизотропность связана с существенным различием механических свойств на контактах между слоями и пластами слагающих толщу пород [2].

В настоящее время разработана теория упругости анизотропной среды, позволяющая вычислять напряжения вокруг отверстий различной конфигурации. Известен ряд работ о распределении напряжений вокруг отверстий круговой, эллиптической, прямоугольной и других форм при различных случаях анизотропии. Однако лишь отдельные теоретические решения доведены непосредственно до числа с учетом реальных свойств деформирующейся среды, в частности для горных пород.

Важное практическое значение имеет частный случай анизотропии, когда массив горных пород может быть представлен упругой средой, в каждой точке которой имеется одно главное направление и бесконечное множество главных направлений в плоскости, нормальной к первому. Подобный тип анизотропии называют трансверсально-изотропным. Он характерен для тонкослоистых осадочных, метаморфических пород, слюд, пегматитовых тел и др. При этом деформирование может быть охарактеризовано с помощью пяти независимых констант, определяющих связь между напряжениями и деформациями [3].

Учитывая то, что для большинства горных пород наблюдается практически линейная зависимость между приращениями деформаций и приращениями напряжений, уравнения обобщенного закона Гука для упругого трансверсально-изотропного массива можно записать в виде:

$$\begin{cases} \varepsilon_x = \dfrac{1}{E_1}(\sigma_x - \mu_1\sigma_y - \mu_1\sigma_z);\ \gamma_{yz} = \dfrac{1}{G_2}\tau_{yz}; \\ \varepsilon_y = \dfrac{1}{E_1}(\sigma_y - \mu_1\sigma_x - \mu_1\sigma_z);\ \gamma_{zx} = \dfrac{1}{G_2}\tau_{zx}; \\ \varepsilon_z = \dfrac{1}{E_1}\left(\dfrac{E_1}{E_2}\sigma_z - \mu_1\sigma_y - \mu_1\sigma_x\right);\ \gamma_{xy} = \dfrac{1}{G_1}\tau_{xy}. \end{cases}$$

Здесь E_1 и E_2 – модули упругости в плоскости слоев и в направлении, нормальном к ним. Коэффициент поперечных деформаций μ_1 характеризует отношение продольных и поперечных деформаций в плоскости слоев, а μ_2 – отношение соответствующих деформаций в плоскости, нормальной к напластованию. Модули сдвига G_1 и G_2 являются коэффициентами пропорциональности между касательными напряжениями τ и сдвиговыми деформациями γ соответственно в плоскостях слоев и в плоскости, нормальной к ним. При этом, модуль G_1 может быть выражен через E_1 и μ_1 с помощью известного соотношения:

$$G_1 = \frac{E_1}{2(1+\mu_1)}. \tag{6}$$

Модуль G_2 для анизотропного тела является величиной независимой и не может быть точно определен через другие постоянные. Вместе с тем для модуля G_2 в работе [4] была получена приближенная формула, которая позволят с достаточной для практических расчетов точностью определить модуль G_2 для подавляющего большинства горных пород:

$$G_2 = \frac{E_1 E_2}{(E_1 + E_2 + 2\mu_1 E_2)}. \tag{7}$$

Следует заметить, что на возможную связь упругих постоянных в виде (7) для некоторых ортотропных тел указывал в 1863 г. Б. Сен-Венан, в 1935 г. её использовал в расчетах по оценке напряженно-деформированного состояния скальных пород под сооружениями К. Вольф, в 1954 г. – К.В. Руппенейт для оценки влияния анизотропии пород на концентрацию напряжений на контуре эллиптического отверстия. Расчеты по формуле (7) показали хорошую сходимость экспериментальных и расчетных значений для G_2 [4].

Коэффициент анизотропии K_a для пород Западного Донбасса по данным В.Т. Глушко [5] изменяется в пределах 1-5 (табл. 1).

Коэффициент K_a связан с модулями упругости выражением [2]

$$K_a = \sqrt{\frac{E_1}{E_2}}.$$

Для усредненных условий Западного Донбасса все физико-механические свойства горных пород необходимые для построения математической модели упругого трансверсально-изотропного горного массива были сведены в табл. 2.

Таблица 1

КОЭФФИЦИЕНТ АНИЗОТРОПИИ ДЛЯ ПОРОД ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Значение K_a	Количество проб, % для каждого литологического типа		
	Песчаник	Алевролит	Аргиллит
$K_a < 1{,}2$	78,4	13,55	6,20
$1 < K_a < 1{,}5$	7,2	44,50	18,75
$1{,}5 < K_a < 2{,}0$	7,2	24,45	17,90
$K_a > 2{,}0$	7,2	17,65	53,55

Таблица 2

ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

	E_1, ГПа	E_2, ГПа	μ_1	μ_2	G_1, ГПа	G_2, ГПа	$\sigma_{сж}$, МПа	$\sigma_р$, МПа	ρ, кг/м^3
Уголь	39,00	32,00	0,25	0,27	24,38	13,56	35,00	4,00	1320
Алевролит	19,70	10,00	0,28	0,25	12,61	4,98	28,00	2,00	2510
Аргиллит	20,00	8,00	0,23	0,21	12,30	4,40	21,30	1,50	2370
Сланец песчанистый	25,20	16,80	0,22	0,20	15,37	8,13	27,40	2,80	2540
Сланец глинистый	11,60	7,10	0,30	0,27	7,54	3,30	17,00	1,20	2290
Песчаник	25,60	20,50	0,29	0,26	16,51	8,83	32,50	3,00	2600

Индекс 1 соответствует плоскости изотропии.
Индекс 2 соответствует нормали к плоскости изотропии.

Параметры материала моделирующего крепь очистных и подготовительных выработок

Для получения реальной картины распределения НДС массива вокруг очистной выработки необходимо учитывать влияние работы крепи как очистных, так и подготовительных выработок с вмещающими горными породами. Однако соотношение геометрических параметров крепи и рассматриваемой области горного массива (см. формулы 1-5) не позволяет моделировать крепь в состоянии «как есть». Поэтому реальную крепь, состоящую из совокупности отдельных модулей (секции механизированной крепи для очистного забоя и крепежные рамы для подготовительных выработок), в модели предложено заменить сплошным эквивалентным материалом с деформационно-прочностными характеристиками соответствующими работе реальной крепи.

Моделирование крепи подготовительной выработки

В качестве крепи подготовительных выработок на шахтах Украины нашли широкое применение арочные податливые крепи, изготовленные из стали горячекатаной профильной типа СВП. Для условий Западного Донбасса было научно обосновано применение разновидности трехзвенной арочной податливой крепи, которая получила название КШПУ [6]. Сопротивление одной рамы крепи КШПУ из СВП-27 не превышает 400 кН, при этом максимальная возможная конструктивная податливость составляет 300 мм. На основе вышеуказанных силовых и деформационных характеристик реальной крепи может быть построена зависимость между напряжением и деформацией для эквивалентного материала, который должен моделировать работу крепи подготовительной выработки. С достаточной для практических расчетов точностью аналитически эта зависимость может быть описана следующим выражением:

$$E = \frac{Pca}{bh}, \text{ кПа}$$

где P – сопротивление одной арки крепи, кН;

c – конструктивная максимальная податливость, м;

a – шаг установки крепи, рам/м;

b – ширина выработки, м;

h – высота выработки, м.

Для крепи КШПУ из СВП-27 $E \approx 1000$ кПа.

Моделирование крепи очистной выработки

В настоящее время на шахтах Украины добыча угля производится механизированными лавами, которые оснащены забойными комплексами. В своем большинстве механизированные комплексы представлены следующими типами КД-80, МКД-90, МКД-90Т, КДМ и др. Основной составной частью каждого комплекса является гидрофицированная крепь. К силовым элементам крепи относятся гидравлические стойки, которых каждая секция мехкрепи насчитывает две или четыре в зависимости от конструкции. Основной режим работы гидравлической стойки – это режим постоянного сопротивления. В номинальном режиме работы каждая секция механизированной крепи КД-80 постоянно оказывает давление на кровлю порядка 2,5 МПа, на почву – 3,0 МПа. Давление на вмещающие пласт породы передается через жесткую плиту, которая имеет размеры для крепи КД-80 1,3 м×1,5 м (площадь около 2 м^2) и расположена на расстоянии 2,5 м от груди забоя.

При построении модели для корректного учета работы механизированной крепи необходимо задавать вышеуказанные силовые и геометрические параметры.

Моделирование трещиноватости горного массива

Хотя в земной коре встречаются массивы практически нетрещиноватых пород,

однако, как правило, скальные и полускальные породы разбиты тремя или более системами трещин. На глубине эти трещины могут быть плотно сомкнуты, и в их плоскостях может сохраняться значительное сцепление – до 20-30% от сцепления в сплошном теле. Трещины могут быть раскрытые, заполненные милонитом или зияющие. В зонах тектонического дробления густота трещин может возрастать вплоть до щебнеобразного состояния породы. Трещиноватый массив можно рассматривать как некогда монолитный и подвергнутый запредельному деформированию до определенной степени, предельный график которого находится где-то в промежутке между предельным графиком монолита и графиком остаточной прочности. В зависимости от степени трещиноватости сцепление массива будет составлять некоторую долю λ от сцепления образца. Показатель λ называют коэффициентом структурного ослабления.

В табл. 3 приведены ориентировочные значения коэффициента структурного ослабления для различных пород [7].

Таблица 3

ЗНАЧЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА СТРУКТУРНОГО ОСЛАБЛЕНИЯ

Характеристика породы	Коэффициент структурного ослабления при прочности пород на сжатие в образце (МПа)			
	<2	2-10	10-40	>40
Без четко видимой трещиноватости	0,90	0,70	0,60	0,50
Плотного сложения с нормальносекущей трещиноватостью	0,50	0,40	0,35	0,30
Плотного сложения с прерывистыми кососекущими трещинами	0,30	0,25	0,20	0,15
С нарушенной структурой	0,10	0,08	0,06	0,03

Малотрещиноватые массивы с высокими значениями коэффициента структурного ослабления ($\lambda > 0{,}25$) сохраняют основные свойства монолитных образцов, в частности хрупкость, разупрочнение в запредельной области деформирования, склонность к динамическому разрушению [7].

Системы основных трещин характерных для рассматриваемой области массива горных пород могут быть смоделированы секущими плоскостями, которые пересекают моделируемые горные породы в зависимости от ориентации трещин в натуре. Причем на контакте поверхностей задаются условия взаимодействия пород. Как правило, такое взаимодействие учитывается коэффициентом трения покоя для пары «порода-порода», но в зависимости от реальных условий могут быть рассмотрены различные варианты сопряжений с определенной контактной прочностью. По такой же схеме учитываются условия взаимодействия на контакте слоев слагающих моделируемый массив горных пород.

Коэффициенты трения для пары «порода-порода» детально изучены Л.И. Баро-

ном и представлены в [8]. На основании [8] для горных пород характерных в условиях Западного Донбасса была составлена табл. 4.

Таблица 4

КОЭФФИЦИЕНТЫ ТРЕНИЯ ПОКОЯ ДЛЯ ПАРЫ «ПОРОДА-ПОРОДА»

Горная порода	f_n	Горная порода	f_n
Каменный уголь	0,40 – 0,45	Сланец песчанистый	0,38 – 0,41
Алевролит	0,35 – 0,39	Сланец глинистый	0,36 – 0,40
Аргиллит	0,33 – 0,37	Песчаник	0,38 – 0,42

Как видно из табл. 4, коэффициент трения покоя для всех типов пород с достаточной для практических расчетов точностью может быть принят $f_n = 0{,}35 \div 0{,}40.$

Выводы. Трехмерная модель слоистого трансверсально-изотропного массива горных пород, учитывающая влияние силовых характеристик крепи, позволит уточнить закономерности распределения напряженно-деформированного состояния массива вокруг очистной выработки. Обоснованные параметры моделирования позволяют наиболее адекватно отобразить процессы, происходящие в горном массиве, что позволит уточнить параметры зон опорного горного давления и зон разгрузки. Данные полученные в результате моделирования могут быть использованы для выбора и обоснования эффективного способа управления состоянием массива горных пород вокруг очистной и подготовительных выработок.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях /Министерство угольной промышленности СССР. – М.: Недра, 1981. – 288 с.

2. Лехницкий С.Г. Теория упругости анизотропного тела. М.: Наука,1977. – 415 с.

3. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Л.: Недра, 1977. – 503 с.

4. Батугин С.А. Анизотропия массива горных пород. Новосибирск: Наука, Сиб. отделение, 1988. – 82 с.

5. Глушко В.Т. Проявление горного давления в глубоких шахтах. – К.: Наукова думка, 1971. – 196 с.

6. Инструкция по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. – С.- Петербург – Павлоград: ВНИМИ, 1994.

7. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. М.: Недра, 1987. – 221 с.

8. Барон Л.И. Характеристики трения горных пород. – М.: Наука, 1967. – 208 с.

УДК 622.278.6

© Г.И. Гайко, В.А. Касьянов,
В.В. Заев

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ КОЛЛЕКТОРНОЙ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ, ОСНОВАННОЙ НА ПОДЗЕМНОМ СЖИГАНИИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розглянута проблема утилізації теплової енергії при підземному спалюванні вугільних пластів. Оцінена можливість термохімічної переробки вугілля з використанням трубного колектору у підошві пласта й гідропарових турбін для виробництва електроенергії. Обґрунтовані параметри трубного колектору.

Рассмотрена проблема утилизации тепловой энергии при подземном сжигании угольных пластов. Оценена возможность термохимической переработки угля с использованием трубного коллектора в почве пласта и гидропаровых турбин для производства электроэнергии. Обоснованы параметры трубного коллектора.

The problem of utilization of thermal energy during firing refining of coal layers is considered. It is estimated the opportunity of thermo-chemical coal processing using pipe header in the base of layer and hydro-steam turbines for energy production. The parameters of pipe header are validated.

Научно-технические достижения последнего десятилетия в области геотермальных энергетических технологий [1] открыли принципиально новые возможности утилизации тепловой энергии при подземном сжигании (газификации) угольных пластов. Современные модульные геотермальные станции позволяют использовать в качестве рабочего теплоносителя перегретую воду ($T = 110 - 250^{\circ}$ С), обеспечивая при этом весьма высокий КПД (близкий к традиционным паровым турбинам). Рабочие объёмы потребления теплоносителя модульными станциями составляют от 10 до 40 м^3/час, а их размеры весьма малы (для «Тумана-2» – 10,5х3х3,5 м), что дает возможность использовать геотермальные станции в качестве электрогенераторов в подземных топливно-энергетических системах.

Возможности использования тепловой энергии вмещающего массива при сжигании угольных пластов исследовались в СПГГИ проф. Ю.Д. Дядькиным, в МГГУ – акад. В.В. Ржевским [2], в НГУ – проф. О.В. Колоколовым [3]. Однако все они предполагали использование газообразного теплоносителя, заполнявшего выработанное пространство.

В Донбасском техническом университете был разработан шахтный способ под-

земного сжигания угольных пластов [4, 5], предполагающий объединение активов подземной газификации (традиционные газоэлектрические комплексы) с утилизацией тепловой энергии горения угля посредством водного теплоносителя и производства электроэнергии с применением гидропаровых турбин.

Способ основан на шахтной подготовке энергетических блоков и использовании трубного коллектора в почве пласта для циркуляции теплоносителя. Общая схема отработки блока представлена на рис. 1, фрагмент поперечного разреза блока – на рис. 2.

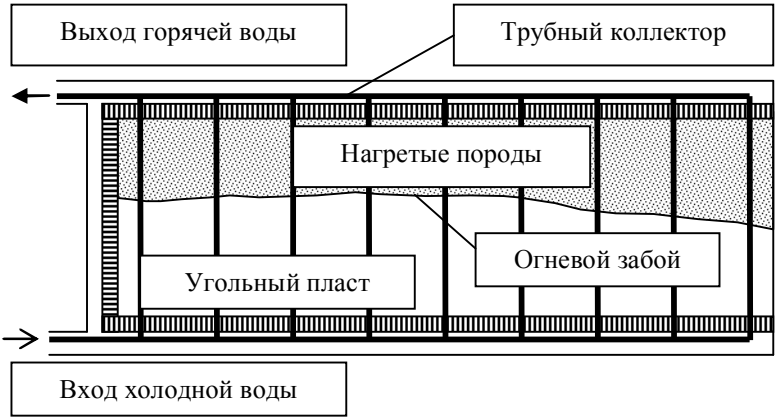


Рис. 1. Схема отработки энергетического блока

Способ осуществляют следующим образом. Участок угольного пласта 1 оконтуривают выработками 2, формируя заданные размеры энергетического блока. В подошве пласта 1 по углю бурят скважины, в которые пропускают трубы коллектора 6, наращивая их с помощью сварки. Выработки проходят широким забоем по углю, подготавливая пространство для каналов газификации 3 и бутовой полосы 4, которую создают путем закладки породы, полученной при проведении выработки, с последующей инъекцией твердеющего раствора. На сопряжении с выработкой возводят бетонную опорную конструкцию 5, которая выполняет также теплоизолирующие функции. В выработке сооружают постоянную крепь 6.

Вдоль линии огневого забоя размещают зажигательные устройства. С поверхности к энергетическому блоку бурят воздухо-подающую и газоотводящую скважины, сопряжённые с каналами газификации 3, которые обеспечивают традиционную технологию газификации угля. В период огневой отработки блока в сформированный трубный коллектор 6, 7 подают энергоноситель (воду), который, разогреваясь до заданной температуры (регулируется скоростью движения воды в трубах), обеспечивает работу электрогенерирующих устройств (гидропаровых турбин). При этом относительно невысокие температуры теплоносителя (150-200° С) оберегают трубы коллектора от прогорания металла.

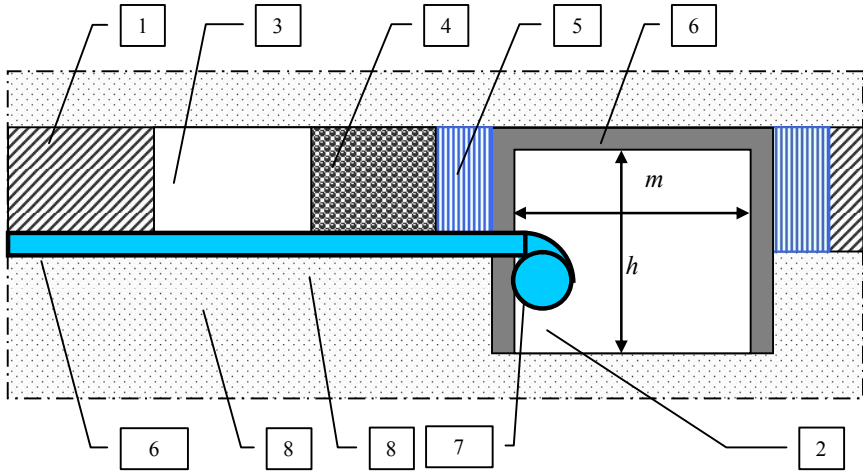


Рис. 2. Поперечный разрез энергетического блока

Таким образом, подготавливают несколько смежных блоков, размещённых вблизи подземной электростанции. Люди в горных выработках присутствуют только при сооружении энергетических блоков, а их огневая отработка осуществляется безлюдным способом. Скорость горения угольного пласта составляет по данным [6] от 0,5 до 1 м/сутки (в зависимости от характеристик угольного пласта и объёмов подачи воздуха), что обеспечивает среднее время отработки блока – более полугода (при планируемой ширине блока – 100 м).

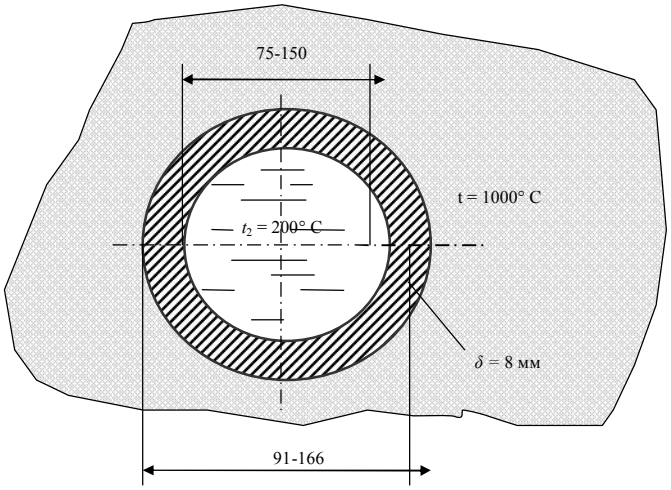


Рис. 3. Схема к расчету теплообмена

Для обоснования возможности применения модульной геотермальной электростанции «Туман-2» и определения необходимого количества труб коллектора, возникла задача расчёта теплообмена (рис. 3) и необходимых скоростей движения теплоносителя. При этом, исходя из параметров турбогенераторов станции, температура теплоносителя (перегретой воды) была принята 200° С (минимально допустимая граница – 150° С).

Для расчета используем уравнение конвективного теплообмена от стенки трубы к воде, которое определяется из уравнения [7]:

$$N_u = 0{,}021 \cdot \mathrm{Re}^{0{,}8} \cdot P_{rw}^{0{,}43} \cdot (\frac{P_{rw}}{P_{rc}})^{0{,}25},$$

где N_u – число Нуссельта;

R_e – число Рейнольдса;

P_{rw} – число Прандтля при температуре жидкости ($t_2 = 200^\circ$ С);

P_{rc} – число Прандтля при температуре стенки трубы ($t_2 = 400^\circ$ С);

Теплотехнические характеристики воды при $t_2 = 200^\circ$ С [24]:

– коэффициент теплопроводности $\lambda_{ж} = 0{,}658$ Вт/м·°С;

– коэффициент вязкости $\nu_{ж} = 0{,}158 \cdot 10^{-6}$ м^2/с;

– число Прандтля – $P_{rw} = 0{,}932$, $P_{rc} = 6{,}8$.

Число Рейнольдса:

$$R_e = \frac{\upsilon \cdot d}{\nu_w} = \frac{0{,}25 \cdot 0{,}15}{0{,}158 \cdot 10^{-6}} = 237342$$

Тогда число Нуссельта:

$$N_u = 0{,}021 \cdot (237342)^{0{,}8} \cdot (0{,}932)^{0{,}43} \cdot (0{,}932/6{,}8)^{0{,}25} = 252$$

Коэффициент теплоотдачи из уравнения:

$$N_u = \frac{\alpha_2 \cdot d}{\lambda_w}$$

откуда

$$\alpha_2 = \frac{\lambda_w \cdot Nu}{d} = \frac{0{,}658 \cdot 252}{0{,}15} = 1105 \text{ , Вт/м}^2 \cdot^\circ\text{С}$$

Коэффициент теплопередачи от огневого забоя t_1=1000°С к воде:

$$k_l = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_2 \cdot d_2} + \frac{1}{2 \cdot \lambda_c} \cdot ln(\frac{d_2}{d_1})}, \text{ Вт/м} \cdot^\circ\text{С},$$

где k_1 – количество тепла, которое передается от шлака к воде через 1 погонный метр трубы при разности температуры в 1° С;

λ_c – теплопроводность материала стенки трубы, для стали $\lambda_c = 45$ Вт/м·°С.

$$k_l = \frac{1}{\frac{1}{1105 \cdot 0{,}15} + \frac{1}{2 \cdot 45} ln(\frac{166}{150})} = 139{,}7 \text{ , Вт/м} \cdot^\circ\text{С}.$$

Количество тепла, передаваемое 1 погонным метром трубы при разности температуры $\Delta t = 1000^\circ \text{ С} - 200^\circ \text{ С} = 800^\circ \text{ С}$:

$$q_1 = k_1 \cdot \Delta t \text{ .}$$

Количество тепла, которое получает вода:

$$Q_w = G \cdot C_p \cdot \Delta t \text{ ,}$$

где G – расход воды, зависящий от внутреннего диаметра трубы коллектора и скорости воды в нем;

$C_p = 4{,}19$ КДж/кг – теплоемкость воды.

Из уравнения теплового баланса можно определить скорость воды в трубопроводе в зависимости от различных технологических параметров: диаметра труб, температуры воды в трубопроводе коллектора на выходе из зоны горения, размеров зоны горения.

Результаты расчетов для наиболее вероятного случая, когда размер высокотемпературной зоны горения составляет 3 м, приведены на рис. 4.

Анализ полученных графических зависимостей позволяет констатировать следующее. Поскольку количество тепла Q_w величина постоянная, то лишь определённый диаметр трубы может удовлетворить нашим требованиям. Как видно из зависимостей температуры от скорости движения теплоносителя подходящие для наших условий ($T = 200^\circ$ С) внутренние диаметры труб лежат в диапазоне 75-100 мм. При этом скорость движения воды составит порядка 40-60 мм/с. Переход к графикам расхода воды от скорости ее истечения показывает, что объем воды, проходящий по одной трубе, будет находиться в пределах 0,9-1,5 м^3 /час.

Таким образом, учитывая технический рабочий объем электрогенерирующего модуля «Туман-2», равный 38 м^3/час, необходимое количество труб коллектора при диаметре 75 мм составит 42 шт., а при диаметре 100 мм – 25 шт.

Как показали исследования [8], максимально допустимое расстояние между трубами коллектора при мощности угольного пласта 1 м, исходя из критерия утилизации максимально возможного количества тепла, составляет около 12 м. Это позволяет принять размеры энергетического блока 300х100 м при количестве труб диаметром 100 мм равном 25, что должно обеспечить необходимые рабочие характеристики модульной геотермальной станции «Туман-2».

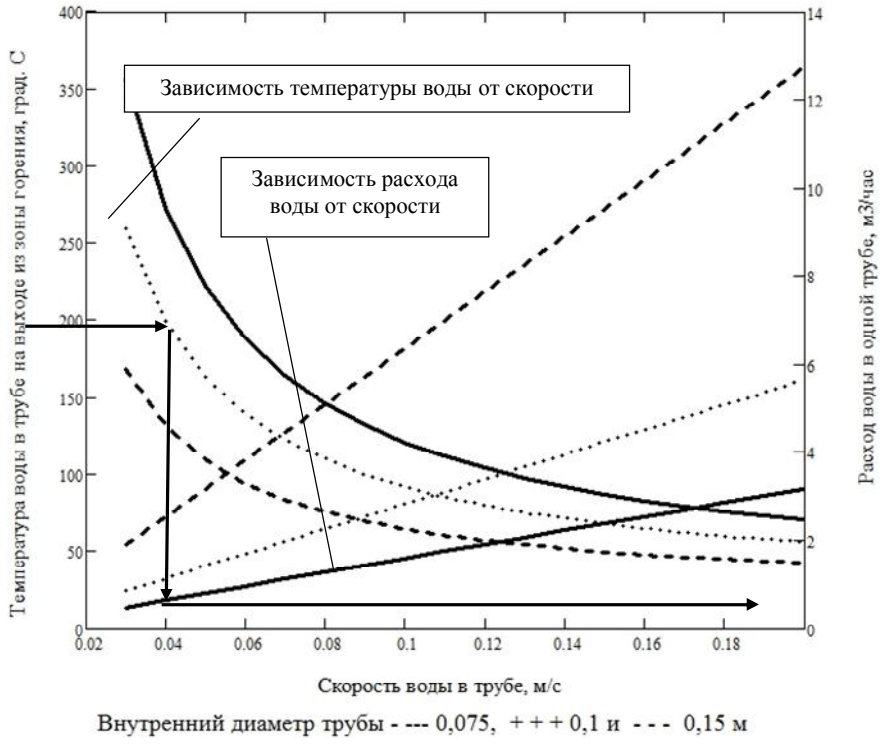


Рис. 4. Номограмма для расчета расхода воды при ширине зоны горения 3 м

Проведенные экономические обоснования свидетельствуют, что, при принятых размерах энергетического блока 300х100 м и мощности пласта 1 м дополнительно к продуктам газификации может быть получено около $23 \cdot 10^6$ кВт·часа электроэнергии, стоимость которой в 1,6-1,8 раза превышает затраты на подготовку энергетического блока, включая его оснащение трубным коллектором (при расстоянии между

трубами – 12 м). Кроме того, новый способ позволяет обеспечить автоматическое регулирование основных параметров газификации в блоке (температура, давление, скорость подачи воздуха и «отвода» газов), а также границ распространения процесса горения угля, что исключает подработку объектов на поверхности.

Максимальная эффективность применения разработанной технологии может быть получена на существующих шахтах, нуждающихся в реконструкции или находящихся в стадии ликвидации из-за низкой эффективности отработки тонких угольных пластов традиционными способами.

Список литературы

1. Поваров О.А., Никольский А.И. Современные российские геотермальные энергетические технологии // Новое в российской электроэнергетике. – 2004. – №5. – С. 6-20.

2. Аренс В.Ж. Физико-химическая геотехнология: Учебное пособие. – М.: МГГИ, 2001. – 656 с.

3. Теория и практика термохимической технологии добычи и переработки угля: Монография / Под общ. ред. О.В. Колоколова. – Д.: НГА Украины, 2000. – 281 с.

4. Gayko G. A Fuel-Energy System Based on Mining preparation and Underground Burning of Cosl Layers// Proceedings of the Fifth International Mining Forum 2004. – Leiden/ London/ New York: Balkema Publishers, 2004. – P. 65-69.

5. Гайко Г.И., Касьянов В.А., Семикин С.М. Концепция шахты-электростанции, предполагающей подземное сжигание угольных пластов // Уголь Украины. – 2006. – №7. – С. 3-5.

6. Янченко Г.А., Кузяев Л.С., Серра-Суарес Л.Х. О скорости горения угля в очаге подземного пожара// Известия вузов: Горный журнал. – 1988. – №2. – С. 28-30.

7. Оцисик М.И. Сложный теплообмен. – М.: Мир, 1976. – 661 с.

8. Gayko G., Kasyanov V. Utilizing Thermal Potential of Coal by Underground Burning (Gasification) of Thin Coal Layers/ Technical, Technological and Economic Aspects of Thin-Seams Coal Mining. – London: Taylor & Francis Group, 2007. – P. 97-101.

© А. Дичко

ІНФОРМАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ У ПОЛЬСЬКОМУ ГІРНИЦТВІ – ВІД ІДЕЙ ДО ПРАКТИЧНОЇ РЕАЛІЗАЦІЇ

У статті виконано аналіз впровадження інформаційних технологій у гірничодобувну промисловість Польщі. Запропоновано інформаційну систему, що дає можливість значно розширити область моделювання виробничих процесів, моніторингу технологічною ситуацією та прийняття відповідних рішень у цьому секторі економіки.

В статье выполнен анализ внедрения информационных технологий в горнодобывающую промышленность Польши. Предложена информационная система, которая дает возможность значительно расширить область моделирования производственных процессов, мониторинга технологической ситуацией и принятие соответствующих решений в этом секторе экономики.

In the article the analysis of information technologies introduction is executed in mining industry of Poland. The informative system which enables considerably to extend the area the production processes design, monitoring, the technological situation and acceptance the proper solutions in this sector of economy are offered.

Вступ

Впровадження інформаційних технологій у польську гірничодобувну промисловість набуває особливого значення. Основними труднощами цього процесу є сама специфіка гірництва, що спираючись на обмежені запаси покладу мінеральної сировини має мінливі якісні та кількісні показниками. Створення теоретичної моделі родовища із його повним математичним описанням є надзвичайно складним завданням.

Характерною ознакою сучасної цивілізації є прискорення господарчого розвитку. Цей процес викликає підвищене споживання сировини. Відповідно, певний страх щодо достатності паливних джерел у майбутньому є досить обґрунтованим. До цього також підштовхує щорічне зростання споживання невідновлювальних джерел енергії, витрати яких у XX столітті виросли у кільканадцять разів. Слід зазначити, що після другої світової війні використання сировини досягло рівня сумарного споживання за усю історію людства. Щороку ця стурбованість зростає. Витікає це із ролі, яку сировина відіграє у розвитку цивілізації. [7]

СУЧАСНИЙ СТАН ВПРОВАДЖЕННЯ ІНФОРМАЦІЙНИХ ТЕХНОЛОГІЙ У ПОЛЬСЬКИЙ ГІРНИЧОДОБУВНИЙ КОМПЛЕКС

Господарча діяльність шахти, в принципі, як і іншого складного виробництва, за своєю сутністю є процесом у якому необхідно провадити поточнй моніторинг з необхідністю прийняття відповідних рішень.

При проектуванні виробничих процесів шахти, чи її складових, особливе значення набуває відповідність конкретних рішень, їх технологічна та технічна раціональність, а також економічна доцільність. Дані рішення окрім наявності необхідної інформації, щодо обмежувальних чинників ведення розробки, мають містити наглядну картину усіх процесів гірничої діяльності та відповідну кваліфікацію інженерів, що виконують ці роботи. Вони мусять використовувати інформацію щодо залягання запасів, геологічної будови масиву, інших процесів гірничодобувної діяльності, а також знати величину коштів початкових інвестиційних вливань [3].

Специфікою застосування інформаційних технологій у гірництві є те, що вони також дають можливість враховувати порушення виробничого процесу, викликані згаданою змінністю параметрів родовища, та заздалегідь долати загрози, з якими зіштовхується виробничий процес.

ІНФОРМАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПРИ ВИДОБУВАННІ МІДНОЇ РУДИ

Компанія KGHM Polska Miedź SA складається із трьох гірничодобувних підприємств, що спеціалізуються на видобуванні мідної руди Вона є однією із найпотужніших польських фірм, що має на озброєнні власну корпораційну інформаційну мережу. Ця мережа містить системи: архівації та обігу документації, контролю споживання електричної енергії, інформації про поверхневий комплекс та господарчі території, інтегральну систему управління SAP.

Система SAP безперервно розвивається. Прикладом цього є впровадження інструменту класу Bussines Intelligence – спільних даних. Це створює нові можливості для управління інформацією та її використання у процесах із прийняття рішень однаковою мірою на рівні окремих підрозділів, так і на рівні адміністрації [4].

Впровадження модулів системи SAP у компанії KGHM стає основою розв'язку багатьох проблем технологічного циклу із видобування руди. Одним із важливих переваг використання системи SAP є використання модуля Ekspert, що відповідає за управління гірничими машинами. Дана частина програми дає можливість повністю переглянути цінову політику при закупці, ремонті та експлуатації машин, а також вести хронологію цих процесів, причому використовувати дані із різних джерел [1].



Рис. 1. Система даних (SAP BW) – вихідні дані для побудови системи прийняття рішень в умовах компаній KGHM Polska Miedź S.A. і KWB Konin S.A [4]

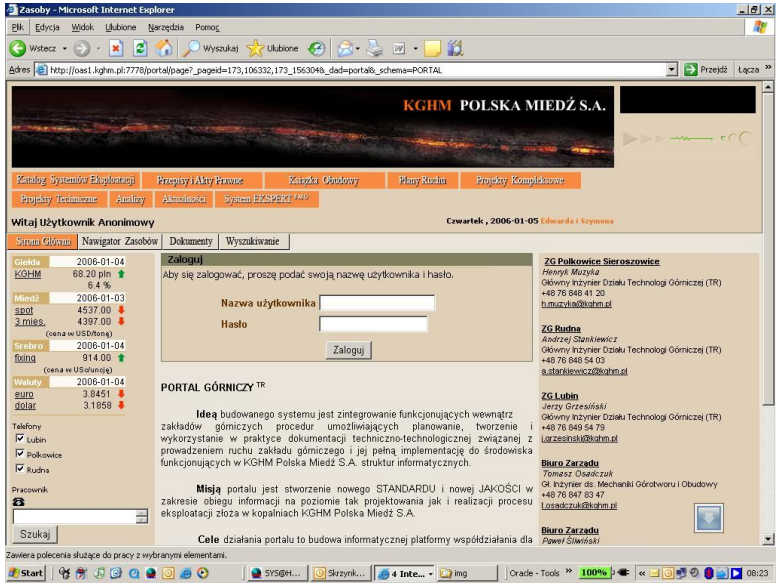


Рис. 2. Загальний вид головної сторінки гірничого порталу – виконаний для компанії KGHM Polska Miedź S.A [4]

ІНФОРМАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПРИ ВИДОБУВАННІ БУРОГО ВУГІЛЛЯ

Серед шахт, що спеціалізуються видобуванням бурого вугілля чільне місце ще донедавна займала шахта Турув, у якій понад 10 років функціонує та удосконалюється Гірнича інформаційна система. Ця система скерована забезпечувати оптимальну та безпечну для середовища технологію видобування вугілля виходячи із багатоваріантності вхідних даних. Не дивлячись на суттєві фінансові вливання та ініціативи, що були прийняті у дев'яностих роках минулого століття, програмний пакет шахти PGE KWB Турув не містить економічної складової, а також не дає моніторингу частини технологічних процесів виробництва у режимі on-line. Відповідно, слід очікувати удосконалення цих програмних продуктів саме у цьому напрямку [9].

Багато цікавих проектів із впровадження інформаційних технологій реалізувався також на кар'єрі PGE KWB Bełchatów. На цьому підприємстві проходить апробація, широко описуваної у пресі, комп'ютеризованої системи австралійської системи фірми Mincom. Вона базується на створенні цифрової моделі покладу бурого вугілля із цілковитим відтворенням стратиграфічної будови масиву. Робота над розбудовою системи триває.

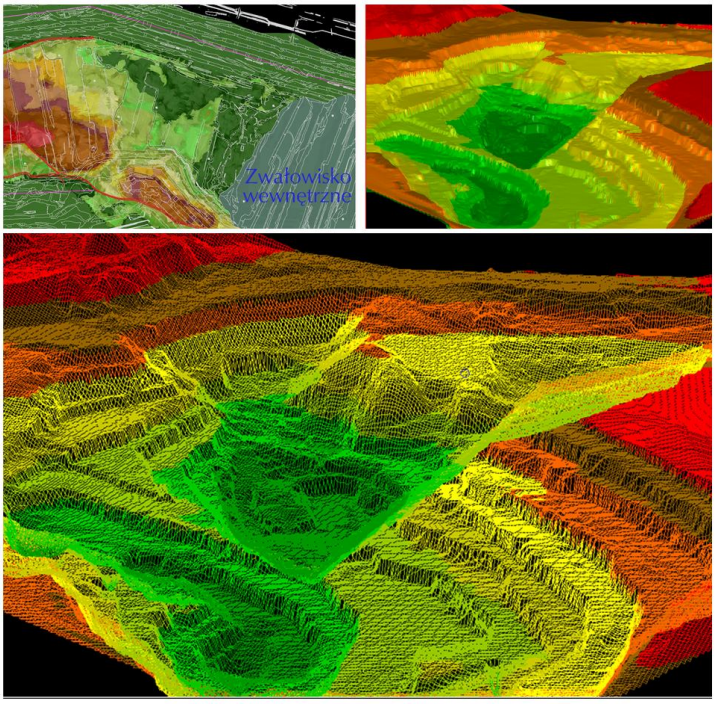


Рис.3. Цифрова модель гірничо-геологічних умов кар'єру PGE BOT KWB, м. Турув (Польща) [9]

Справжнім лідером у сфері впровадження інформаційних технологій в цьому секторі є шахта Конін, яка останніми роками працювала досить із невисокими показниками щодо видобування вугілля. Саме тут впродовж минулих 8 місяців була впроваджена система SAP ERP, що базується на загальних базах даних SAP BW, та система прийняття рішень у процесі проектування гірничих робіт та виконання гірничодобувних робіт. Ці системи задіяні в основному для визначення економічних показників підприємства. Найближчим часом планується поєднати ці системи із іншими інструментами, що діють на шахті вже багато років. Існуючі підсистеми поєднані у гірничу систему інформатизації (схожа система діє на кар'єрі PGE Туров). Може так статися що шахта Конін уже у найближчому майбутньому матиме одну інформаційну систему, що поєднуватиме технологічну, технічну та економічну складові гірничодобувної діяльності.

ІНФОРМАЦІЙНІ ТЕХНОЛОГІЇ ПРИ ВИДОБУВАННІ КАМ'ЯНОГО ВУГІЛЛЯ

Реструктуризація, реалізована у дев'яностих роках минулого століття і обмежені інвестиційні ресурси знайшли свій відбиток на стані інформатизації на шахтах та спілках шахт, що займаються видобуванням кам'яного вугілля. Окремі шахти мають інформаційні впровадження лише одинарних ланок, пов'язаними із виробничими процесами, і стосуються саме процесів видобування у лаві, а не усієї технологічної ланки. Як правило вони направлені на описання:

– якісної характеристики родовища;

– комп'ютерних систем щодо візуалізації родовища і відтворення картографічної документації гірничих виробок;

– розрахунку вентиляції шахти;

– моніторингу загроз;

– допоміжних служб техніки безпеки та промислової санітарії.

Слід зазначити що у кам'яновугільному секторі економіки Польщі відсутня єдина стратегія інформатизації. Підприємства реалізують свої власні стратегії, хоча було б дешевше впровадити одну спільну інформаційну систему. Це відповідає сучасній стратегії глобалізації: «великий може більше». Більшість із цих розробок у дев'яностих роках не достатньо фінансувалися. Фінансові проблеми не зникли на початку нового тисячоліття. У наслідку на шахтах часто застосовується інформаційні системи, що не відповідають сучасному рівню розвитку інформаційних технологій. Крім цього досить часто відсутній відповідний обслуговуючий персонал. Такі системи нажаль не можуть принести навіть задовільного результату при обслуговуванні сучасної шахти.

Позитивним зрушенням у цьому напрямку є дії, що реалізуються на вугільній шахті LW Bogdanka S.A., котра близько року веде роботи, пов'язані із розбудовою інформаційної системи, що застосовується при прийнятті рішень у процесі підготовки запасів. Дана система повинна довести дієвість нової методики планування процесу видобування вугілля у чіткому сполученні із інформацією щодо структури покладу і його якості. Це має дозволити оптимізувати планування гірничих робіт і ви-

конувати керування процесом вуглевидобутку, в наслідку чого ефективно впливати на економічні показники усієї шахти. До складу системи, що впроваджується, входять: візуальне відтворення родовища, план гірничих виробок і графік експлуатації.

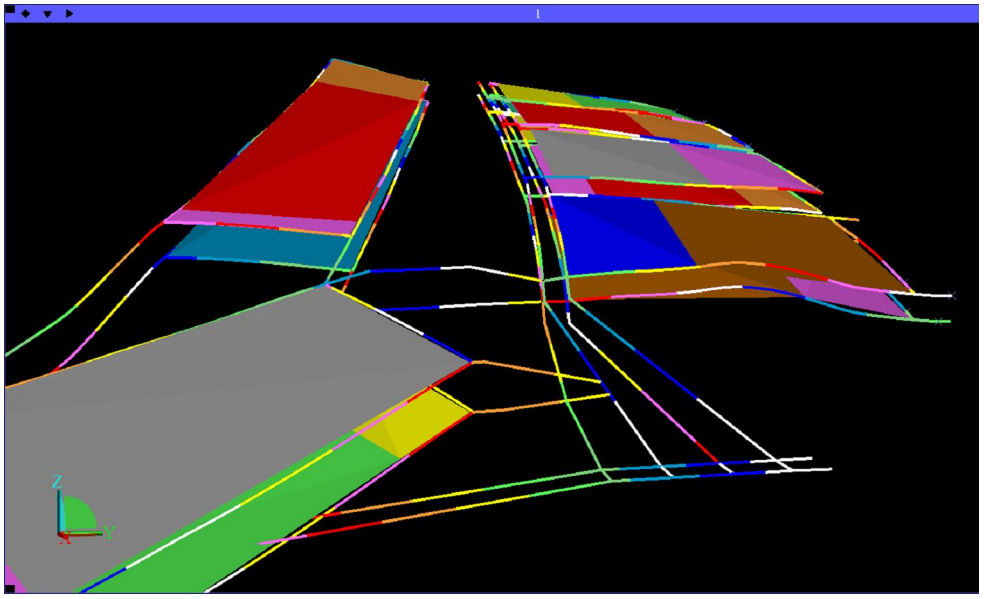


Рис. 4. Приклад календарного плану розкриття, підготовки та відпрацювання запасів. Кожен колір означає відповідний часовий проміжок – програмний пакет Surpac Vision разом із MineSched [3]

Такі ж впровадження планують здійснити: Катовіцький вугільний холдинг, Ястшембська вугільна спілка та Вугільна спілка, які об'явили тендер на закупівлю інформаційних систем для відтворення цифрової моделі шахтних полів.

Останнім часом, фактично одночасно, з'явилася інформація щодо тендерів на замовлення інформаційних систем для шахт, що спеціалізуються видобуванням кам'яного вугілля. Щодо отриманої інформації, Південний вугільний концерн має намір закупити програмний пакет для інформатизації процесу автоматизації сфери маркетингових відносин вугіллям. У свою чергу Катовицький вугільний холдинг прагне отримати ліцензію на впровадження та використання пакету на інформатизацію процесу управління підприємством. Виходячи із завдань, які має виконувати це програмне забезпечення, ці проекти є досить фінансово затратними.

Для відтворення загальної інформатизації щодо процесу інформатизації у польському гірництві слід згадати про починання підняті дослідницьким інститутом: Центральний осередок інформатизації для гірництва (COIG). Тут розробляється нова генерація інформаційних систем, що входять до складу Інтегрального системи управління підприємством. У польській абревіатурі вона має назву SZYK2 [4].

COIG уже декілька років, на новому якісному рівні, надає дані для систем класу за інтернаціональною класифікацією Business Intelligence у секторі кам'яного вугледобування [5].

Ці рішення ґрунтуються на найсучасніших технологічних та технічних досягненнях у сфері архівації, перетворення та презентації даних. Слід звернути увагу на швидкість обробки даних та отримання кінцевих результатів, яка фактично складає із декількох секунд. Це дає можливість термінової передачі інформації по дуже розгалуженій мережі користувачів, що є ключовим моментом при прийнятті кінцевих рішень [9].

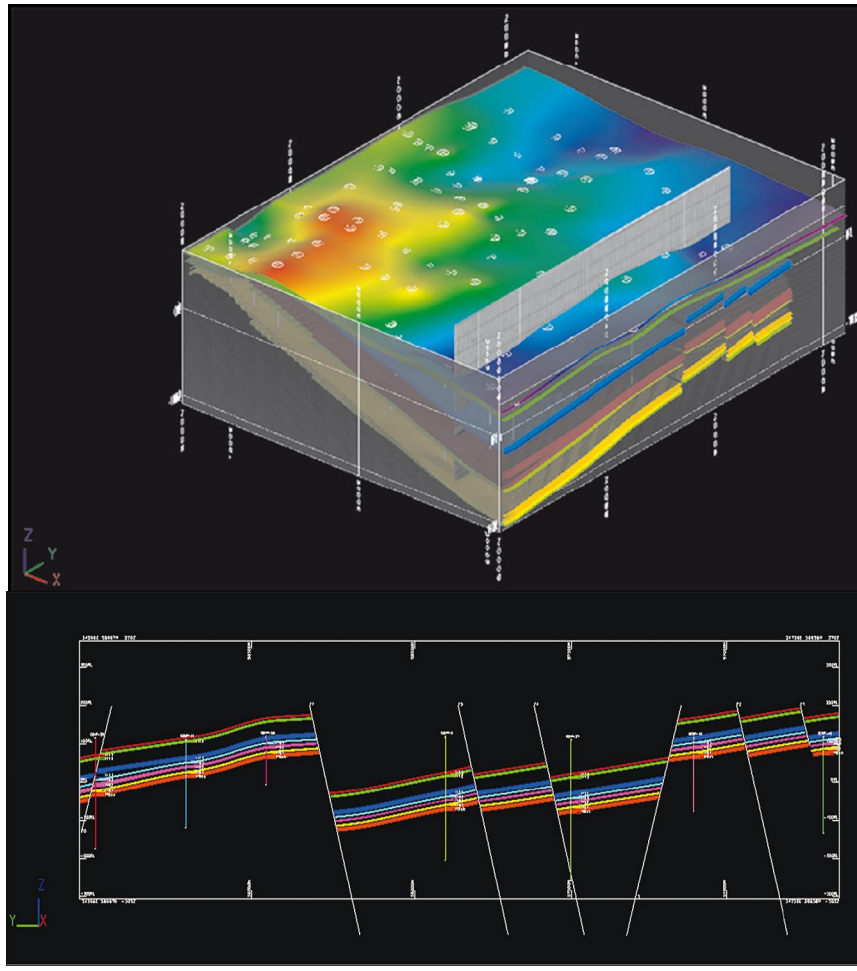


Рис. 5. Цифрова модель геологічної будови родовища – програмний пакет Minex Horizon [3]

НАПРЯМКИ РОЗВИТКУ ІНФОРМАЦІЙНИХ ТЕХНОЛОГІЙ

Існуюча практика застосування інформаційних технологій показує, що впровадження прикладних систем в гірництві реалізуються, як правило, від самих простих до систем класу ERP. Особливо це стосується модулів щодо фінансових потоків, основних фондів, бухгалтерії тощо. У той же час більш складні модулі, такі як управління виробництвом, планування матеріальних потреб нажаль не має відповідного інформаційного відображення. Це стосується згаданого впровадження системи SAP у компанії KGHM Polska Miedź SA, де надалі відсутнє управління виробничим ланцюгом з використанням інформаційних засобів.

Ця ситуація мусить змінитися і усе вказує на те, що уже цей процес почався. Нові рішення базуються на знаній архітектурі SOA (Service Oriented Architecture), яка здобуває дедалі все більшу популярність. Крім цього вона може статися причиною нової технологічно-соціальної революції, ознаки якої ми можемо спостерігати уже сьогодні. «З'явилася цілком нова генерація користувачів, які володіють новими навиками і, відповідно, ставлять нові вимоги щодо технічного та технологічного наповнення» – говорить Анді Мулхолланд (Andy Mulholland), заступник директора із технологічних питань фірми Capgemini та співавтор книги «Mashup organization (Організація системи)». Нині такі користувачі направлені на пошук індивідуальних способів експертизи та хочуть самостійно вирішувати проблеми. Свою діяльність вони скеровують на управління перманентними змінними.

Згідно думки Петра Ващука, яку він висловив на сторінках щомісячника Computerworld – на перший погляд, концепція SOA виглядає досить простою: необхідно виділити найчастіше використовувані частини програми і надати їм форму незалежних послуг у мережі. SOA представляє собою програмний продукт, що використовується для проектування складних систем, їх впровадження і управління складовими у формі вмонтованих послуг. Можливо, за своєю сутністю, SOA може стати революцією не лише для створення програмного забезпечення, але також для його використання у корпораційному середовищі.

Однією із характерних рис архітектури SOA є те, що її окремі елементи є досить гнучкими та слабо поєднаними між собою. Це є суттєвою відмінністю у порівнянні із традиційними жорсткими техніками обміну даними поміж інформаційними системами. «Коми оператори бачать як швидко і легко можна на одній Web-сторінці зібрати дані, що походять із багатьох програмних джерел, така ідея починає сама себе продавати» – говорить Ден Гісолфі (Dan Gisolfi), творець комп'ютерних архітектур із фірми IBM.

Проте, щоби не впадати у ілюзію, варто згадати, що адміністраціям підприємств важко зрозуміти специфіку проектів пов'язаних із SOA. «Нажаль, навіть будуючи мережу SOA ми знову створюємо певний міф, що за допомогою інформаційних технологій існує якесь універсальне рішення усіх завдань виробничого комплексу. Причому повинно воно проходити без жодного зусилля зі сторони інтелекту та бізнесу». – стверджує Яцек Пулварскі, голова забезпечення IT для ДП Porty Lotnicze (Аеропорти). Основними перевагами від такого впровадження з'являються лише

тоді, коли бізнесові структури зможуть зрозуміти необхідність впровадження програмного забезпечення у власне виробництво. Також вони повинні прийняти усі зміни, які спричиняються великими проектами, і не лише інформаційними.



Рис. 6. Життєвий цикл SOA – як клієнти представляють практичну реалізацію SOA? [www.IBM.com]

У нещодавно виданому спеціалізованому звіті щомісячника Computerworld (Комп'ютерний світ) «IT у енергетиці» можемо прочитати: «*Останніми роками на паливно-енергетичному ринку було не багато значних контрактів, що стосуються впровадження інформаційних систем із управління виробництвом. Реструктуризація фірм державної форми власності енергетичного сектору відсунула на задній план великі проекти. На прискорення цього процесу можна очікувати уже найближчими роками. Цьому слугуватиме також завершення кадрових змін адміністрації підприємств. Проте, не можна говорити що у цьому секторі наступив цілковитий застій. Багато фірм продовжує розпочаті у минулому проекти систем ERP, поширюється область їх застосування та досліджується придатність використання в інших сферах виробничої та бізнесової діяльності*».

Маємо надію, що уже найближчим часом буде здійснений тендер на впровадження системи ERP у холдингу BOT, що стане складовою мережі PGE. Нажаль, сьогодні важко передбачити результат цього процесу. Є думка, що розглядається у згаданому рапорті «IT у енергетиці», що застосована на BOT теплоелектростанції Bełchatów інформаційна система IFS Applications буде дальше розширена на інші підприємства холдингу. Не можна виключати також можливості входження іншого виробника IT для розбудови інформаційної мережі холдингу. Так чи інакше

з'являється ще одне питання: чи вибір виробника системи для BOT одночасно стане вибором фірми, що займатиметься інформатизацією усього холдингу PGE?

Виходячи із вищезазначеного необхідно пам'ятати, що впровадження інформаційних систем класу ERP мусить йти лише після впровадження інформаційних розв'язків у сферах, що мають вирішальне значення для майбутньої продуктивності шахти, починаючи від геології (якість і відтворення форми родовища), геодезії (карти шахтного поля та плану гірничих виробок), і завершальною фазою (планограмою виконання гірничих робіт та економічною оцінкою). Такий підхід до впровадження інформаційних систем суттєво полегшить застосування комп'ютерних пакетів класу ERP разом із додатковими модулями CRM, чи Bussines Intelligence у гірничодобувному секторі.

Висновок

Завершуючи цю статтю варто було б зупинитися на необхідності та придатності інформаційних систем. Важко не погодитися із словами Ніколаса Карра (Nicolas Carr), представленими у відомій статті «*It doesn't matter (Це нас не стосується)*» на сторінках Harvard Bussines Review у 2004 р., що стандартна інформатика у бізнес стратегії відіграє таку ж роль, як скажімо… електрифікація, яка нині є об'єктивною реальністю, що присутня у всіх сферах життєдіяльності і що без неї не можливо представити існування людства.

Згідно досліджень Gartner Group, 80% проектів впроваджуваних систем ERP закінчується невдачею. Проте, це не означає, що ці проекти були цілком відкинуті. Негативним результатом також вважалися впровадження, які вийшли за рамки бюджету та часу впровадження. Цікавим є те, що у кожному із цих випадків причиною була не сама система (технологія), чи застосована методика впровадження, а так званий людський чинник.

Кшиштоф Коморовські молодший консультант фірми IBM, а також експерт із впровадження новітніх технологій у Собеському інституті у інтерв'ю для порталу IDG.pl відмітив: - *виходячи із відомих мені статистик - біля 50÷75% впроваджених рішень IT не мають успіху виходячи із того пункту, що вони не приносять тих результатів, котрих очікував споживач продукції. Представмо собі, що успіх на рівні 25% буде у будівельному секторі, чи, скажімо, у аерофлоті. Так що ми являємось певними комівояжерами при продажу IT? І чому це нікого не турбує? Дослідження указують, що причиною катастроф рідко є технологія, чи скажімо невідповідність функціонування продуктів. Основною причиною (її не зможе окремо подолати ні виробних ні споживач інформаційного продукту), як пише відомий спеціаліст цієї сфери Jeff Thull є те,* ***що завдання фірми IT зовсім не в наданні кінцевого розв'язку, а лише на «управлінні змінними, якими повинен оперувати сам клієнт щоби отримати для себе корисний кінцевий результат».*** *І для цього він видає значні фінансові суми. Кожне рішення про впровадження IT (свідоме, чи деколи не свідоме) викликає необхідність вносити зміни у структуру підприємства та веде до його реорганізації. У цьому закладена сама суть таких дій. З іншого боку, це також певний ризик і для сфери виробників інформаційних технологій. Оскільки, негативні*

відгуки з боку підприємств в умовах усезростаючою конкуренції може стати фатальною для діяльності виробників цієї продукції. Проте, успіх впровадження та ефективна експлуатація стають золотою жилою для усіх учасників цього процесу. Відповідно не достатньо забезпечити підприємство лише IT, але необхідно допомогти клієнтові подолати усі перешкоди, з якими він зіштовхнеться.

Іншими словами: створи **систему – пізнай та й персонал навчи,** так вважають багато продавців програмних продуктів. Так само вважає автор цієї статті, і у цьому успіх впровадження інформаційних технологій у виробництво.

Список літератури

[1] Dyczko A., Kicki J. i in., 2005 – System gospodarki maszynami górniczymi Ekspert w nowoczesnym rozwiązaniu informatycznym perspektywy rozwoju.

[2] Dyczko A., Kłos M., 2008 – System wspomagania decyzji w procesie przygotowania złoża do eksploatacji w kopalni węgla kamiennego «Bogdanka» S.A. – założenia, funkcjonalność i przepływ danych

[3] Kicki J., 2004 – Systemy wspomagania decyzji w procesie wydobycia rudy w kopalniach LGOM, Górnictwo i Geoinżynieria, Kwartalnik AGH, zeszyt 4/1.

[4] Kicki J., Dyczko A., 2007 – Portal górniczy jako ważny element zarządzania informacją w kopalniach podziemnych na przykładzie polskich kopalń rud miedzi. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Wyd. IGSMiE PAN Kraków.

[5] Koszowski Zb., Horodecki J.: Nowe produkty oraz formy usług informatycznych oferowane przez Cen-tralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A. w Katowicach. Polski Kongres Górniczy, Sesja VIII, Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2007.

[6] Koszowski Zb., Syrkiewicz J.: Efektywność wdrażania zintegrowanego systemu wspomagającego zarządzanie – system SZYK w sektorze górnictwa węgla kamiennego. PTI-Efektywność zastosowań systemów informatycznych, Tom III, Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa, Szczyrk 2002.

[7] Tadeusiewicz R., Kicki J., 2007 – Informatyka w górnictwie i nie tylko – gdzie jesteśmy i dokąd zmierzamy? Gosp. Sur. Min. t. 24, z. spec. 4.

[8] Stopkowicz A, Kicki J., Dyczko A. – 2007, Niektóre aspekty zarządzania złożem na przykładzie złoża rud miedzi. Gosp. Sur. Min. t. 24, z. spec. 4.

[9] Żuk S., Kaczarewski T., Żwirski T., 2007 – Dziesięcioletnie doświadczenie w eksploatacji górniczego systemu informatycznego w BOT KWB Turów S.A. Gosp. Sur. Min. t. 24, z. spec. 4.

[10] Wroński A., 2009 – Business Intelligence w przemyśle wydobywczym węgla kamiennego. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Wyd. IGSMiE PAN Kraków.

Інші джерела

www.Computerworld 2008 Raporty specjalne – Decyzje. Wyd International Data Group Poland S.A.; www.IBM.com; www.kghm.pl; www.coig.pl

УДК 622.807.54

© В.И Голинько, Е.А. Яворская,
Я.Я. Лебедев

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СЕТЕЙ МАРГАНЦЕВЫХ ШАХТ

Наведено результати досліджень, направлених на підвищення ефективності вентиляційних систем марганцевих шахт.

Приведены результаты исследований, направленных на повышение эффективности вентиляционных систем марганцевых шахт.

The results of the researches directed on the increase of efficiency of the vent systems of manganese mines are resulted.

Основными требованиями, которым должны удовлетворять вентиляционные сети шахт, являются минимальные энергозатраты на проветривание при обеспечении всех потребителей необходимым количеством воздуха и наилучшая управляемость вентиляционных струй в аварийном режиме, обеспечивающая безопасность ведения горных работ [1, 2, 3]. Наиболее эффективны те вентиляционные сети, которые обеспечивают минимальные утечки воздуха, включают наименьшее число вентиляционных сооружений, используют выработки, пройденные для других целей, обеспечивают устойчивое направление движения воздуха и требуют меньшего объема дополнительных выработок, предназначенных для вентиляции.

Анализ результатов исследований и рекомендаций для шахт и рудников [4, 5] показывает, что использование шахтных вентиляционных сетей с вертикальными горными выработками для вывода исходящей вентиляционной струи (подаче свежего воздуха) в районе ведения горных работ, позволяет снизить депрессию вентиляционной сети, увеличить количество воздуха поступающего в шахту, уменьшить утечки воздуха и др. Вместе с тем применение таких вентиляционных сетей без достаточного научного и экономического обоснования приводит, как правило, к снижению эффективности проветривания. Применяемые в настоящее время центральные схемы проветривания малоэффективны и могут быть использованы лишь при небольших производственных мощностях шахт и размерах шахтных полей, при условии надежной герметизации вентиляционных сооружений и применении средств для уменьшения утечек. Проведенный анализ свидетельствует также о том, что в условиях значительного увеличения размеров шахтных полей, неглубокого залегания (40-100 м) месторождения и весьма слабых, обладающих плывунными свойствами надрудных глин и пород необходима разработка более совершенных вентиляционных сетей с использованием прямоточных схем проветривания с выводом исходя-

щей струи воздуха на фланге шахтного поля в районе ведения горных работ. Такие вентиляционные сети могут быть реализованы только при условии последовательной проходки вертикальных горных выработок (вентиляционных стволов или скважин) в районе ведения очистных работ, что позволяет учитывать динамику развития горных работ и осуществлять вывод исходящей струи воздуха непосредственно в зоне концентрации горных работ, а не транспортировать загрязненный воздух по всей вентиляционной сети в обратном направлении. При этом достигается значительное сокращение длины пути вентиляционной струи, повышение надежности схемы и уменьшение утечек воздуха. По мере подвигания горных работ вентиляционные стволы или скважины погашаются, а взамен их проводятся новые.

При прямом порядке отработки шахтного поля с оставлением охранных целиков, проветривание выработок по данной схеме осуществляется следующим образом (рис. 1). Свежий воздух подается по центральному и вентиляционному стволам 1, 2 и далее по главному откаточному 3 и выемочному штрекам в забой. Исходящая струя по вентиляционному штреку 4 и вентиляционному стволу или скважине 5 выводится на поверхность. При приближении горных работ к вентиляционному стволу, последний герметизируется, а исходящая струя выводится через вновь сооруженный вентиляционный ствол или скважину с шагом $A = L / n$ от предыдущего (n – количество вентиляционных стволов или скважин, сооружаемых последовательно с поверхности на штрек за период отработки шахтного поля). Часть воздуха подается по главному вентиляционному штреку в количестве, необходимом только для его проветривания. При такой схеме отсутствует противонаправленное движение свежей и исходящей струй воздуха, что обусловливает эффективное сквозное проветривание и сводит к минимуму утечки воздуха. Вентиляционные стволы или скважины по мере подвигания горных работ сохраняются на весь период отработки и могут использоваться в качестве запасных выходов и для различных вспомогательных операций. Надежность схемы проветривания и безопасность ведения горных работ при этом значительно повышаются. В тот период, когда очистные работы находятся на незначительном расстоянии от главного ствола, проветривание горных выработок производится по центральной схеме.

В настоящее время при проектировании марганцевых шахт с большой производственной мощностью предусматривается конвейерная доставка руды от забоя и на поверхность до погрузки ее в железнодорожные вагоны. Для этого используется сборный конвейерный штрек. С целью уменьшения аэродинамического сопротивления движению вентиляционной струи, запыленности рудничной атмосферы, а также устранения возможности опрокидывания вентиляционной струи под действием потока руды целесообразно применять

Если применяется обратный порядок отработки шахтного поля, вентиляционные стволы или скважины погашаются вместе с магистральными выработками вслед за фронтом продвигания горных работ. После погашения вентиляционного ствола или скважины вывод исходящей струи осуществляется через следующую, вновь пройденную вне зоны влияния горных работ с шагом $A = L/(n+1)$ от предыдущей.

В описанных выше схемах вентиляции, для подачи воздуха в магистральный

вентиляционный и сборный конвейерный штреки в количестве, необходимом для их проветривания, следует устанавливать отрицательные регуляторы расхода воздуха. Известно, что наличие отрицательных регуляторов снижает эффективность проветривания. Следовательно, целесообразно применять такие схемы проветривания, которые позволили бы осуществить естественное воздухораспределение. Известно также, что на естественное воздухораспределение оказывают влияние местные сопротивления, поэтому схема должна быть простой с минимальным числом поворотов, сужений и т.п. При отработке шахтного поля обратным ходом и применение сборного конвейерного штрека такая схема проветривания может быть реализована путем уравнивания депрессий конвейерного штрека и вентиляционного ствола или скважины, используемых для вывода исходящей струи. Равенство депрессий в указанных выработках может быть достигнуто за счет изменения величины диаметра ствола или скважины.

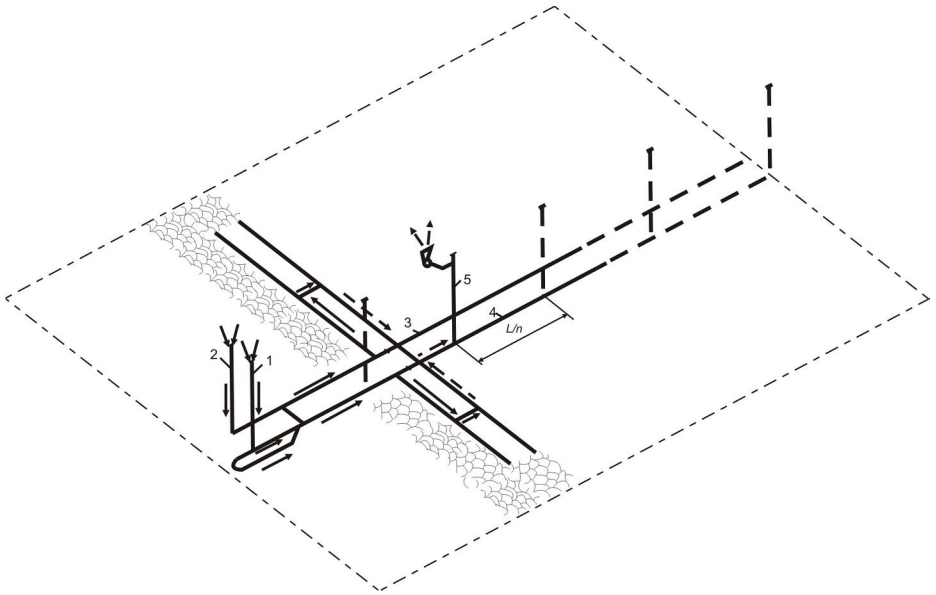


Рис. 1. Вентиляционная сеть с вариантом прямоточной схемы движения воздуха при отработке шахтного поля прямым ходом: 1 – центральный ствол; 2 – вентиляционный ствол; 3 – главный откаточный штрек; 4 – вентиляционный штрек; 5 – вентиляционный ствол или скважина

При движении воздушного потока по горным выработкам на величину расхода энергии оказывают влияние: площадь поперечного сечения выработки S; ее длина l; коэффициент аэродинамического сопротивления α; расход воздуха Q и период

проветривания *T*. Параметры S и α удобнее представить в виде, обеспечивающем переход к удельному аэродинамическому сопротивлению

$$r = \frac{\alpha_i p_i}{S_i^3} \tag{1}$$

где α_i, p_i и S_i – соответственно, коэффициент аэродинамического сопротивления, периметр и сечение *i*-й горной выработки.

При использовании описанных выше схем проветривания, значительная часть энергии затрачивается на преодоление аэродинамического сопротивления магистральных выработок, длина которых зависит от длины шахтного поля L.

Затраты на перемещение воздуха по любой горной выработке сети равны [2]

$$C = k_{г.э.} Q^3 T r_i l_i \tag{2}$$

где $k_{г.э}$ – коэффициент, учитывающий годовую стоимость электроэнергии для данной энергосистемы,

$$k_{г.э} = 85{,}88\frac{\gamma}{\eta} \tag{3}$$

где γ – тариф за 1кВт расходуемой электроэнергии (для предприятий 0,26 грн/кВт);

η – КПД вентиляционной установки (принимается не менее 0,6).

С учетом значений параметров γ и η коэффициент $k_{г.э} = 37{,}22$.

Капитальные затраты на проходку 1 пог. м вентиляционного ствола в условиях Никопольского месторождения определяются с учетом следующих видов работ: выемка горной массы при проходке, возведение временной крепи, возведение межрамных ограждений, оборудование сопряжения вентиляционного ствола с горизонтальной выработкой, бетонные работы по возведению постоянной крепи. Кроме того учитывается также стоимость материалов, затрачиваемых на сооружение ствола: металлокрепь, межрамные ограждения временной крепи, бетон и др. Все показатели взяты на основании обработки данных сводных смет по проектам, составленных по действующим прейскурантам на горнопроходческие работы и оптовые цены на материалы с учетом транспортных и заготовительно-складских работ. Номенклатура и количество материалов определялись в зависимости от вида технологического процесса при проведении вентиляционного ствола и организационно-технических условий его выполнения.

В результате математической обработки полученных статистических данных получена функциональная зависимость величины капитальных затрат на сооружение 1 пог. м вентиляционного ствола $K_{ств.}$ от его диаметра D.

$$K_{ств.} = 4190{,}6 \cdot D^{0{,}97} \text{ грн/пог. м} \quad (4)$$

Стоимость 1 пог.м скважины выражается зависимостью, полученной на основании данных по сооружению скважин в условиях Никопольского бассейна

$$K_{скв.} = 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} \text{ грн/пог. м} \quad (5)$$

где d – диаметр скважины, м.

Задача экономико-математического моделирования распределения затрат на перемещение воздушного потока в элементах шахтной вентиляционной сети с применением схем проветривания с вентиляционными стволами или скважинами, сооружаемыми и используемыми для вывода исходящей струи по мере подвигания горных работ, представлена в виде функции цели

$$F = \sum_{j=1}^{n} K_j + \sum_{i=1}^{m} C_{i\ гв} + \sum_{j=1}^{n} C_{j\ скв} \quad (6)$$

где K – капитальные затраты на сооружение очередной j-й вентиляционной скважины, ствола или группы скважин для вывода исходящей струи воздуха;

$C_{i\ гв}$ – затраты на перемещение воздуха по горизонтальным горным выработкам при выемке i-го столба;

$C_{j\ скв}$ – затраты на перемещение воздуха по j-й скважине (стволу);

n – количество вентиляционных скважин (стволов, групп скважин), необходимых для вывода исходящей струи воздуха за период отработки шахтного поля;

m – количество выемочных столбов.

Затраты на сооружение j-й скважины определяются в соответствии с (5). Учитывая то обстоятельство, что пласт марганцевой руды залегает горизонтально, а поверхность шахтного поля представляет собой, как правило, равнину, длина всех вентиляционных скважин принята постоянной. Следовательно, затраты на сооружение каждой скважины, при равных их диаметрах, одинаковы. Выражая количество вентиляционных скважин n через длину шахтного поля L и шаг переноса (расстояние между скважинами) – A, а также учитывая, что количество скважин не может быть дробным числом, получаем

$$\sum_{j=1}^{n} K_j = 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l \left(\left[\frac{L}{A} \right] + 1 \right) \quad (7)$$

Квадратные скобки в выражении (7) обозначают выделение целой части дроби.

Рассмотрим структуру затрат на перемещение воздуха по горизонтальным горным выработкам.

При выемке i-го выемочного столба, воздух перемещается по магистральной вентиляционной выработке. При этом, с учетом (3), затраты определяются в соответствии с выражением

$$C_{iгв} = 37{,}22 \cdot Q^3 T_i r_в l_{iв}\,, \tag{8}$$

где $l_{iв}$ – длина пути движения воздуха по магистральному вентиляционному штреку при выемке i-го столба, м;

T_i – период отработки *i*-го столба.

$$l_{iв} = L - il_c\,, \tag{9}$$

где l_c – длина сбойки между выемочными конвейерным и вентиляционным штреками равной ширине выемочного столба, м.

Далее воздушный поток омывает выемочный столб и примыкающие к нему конвейерный и вентиляционный штреки. Соответствующие затраты по выемочному участку $C_{iву}$ определяются выражением

$$C_{iву} = 37{,}22 \cdot Q_{уч}^3 T_i \left(r_в l_{ст} + r_к l_{ст} + r_л l_c\right), \tag{10}$$

где $l_{ст}$ – длина выемочного столба, м;

r_c, $r_в$ и $r_к$ – удельное аэродинамическое сопротивление соответственно, сбойки, вентиляционного и конвейерного штреков;

$Q_{уч}$ – расход воздуха на выемочном участке.

Исходящая струя воздуха после выемочного участка перемещается по конвейерному магистральному штреку до вентиляционной скважины. Соответствующие затраты определяются выражением

$$C_{iк} = 37{,}22 \cdot Q^3 T_i r_к l_{iк}\,, \tag{11}$$

где $l_{iк}$ длина пути движения воздуха по конвейерному магистральному штреку до скважины при выемке i-го столба, м

$$l_{iк} = n_i A - (i-1)l_c$$

Выражая количество скважин n через шаг L / A, учитывая что $L = (i-1)l_c$ и выделяя целую часть дроби, получим

$$l_{iк} = \left(\left[\frac{(i-1)l_c}{A}\right] + 1\right) A - (i-1)l_c\,. \tag{12}$$

Затраты на перемещение воздуха по *J*-й скважине

$$C_{jск} = \frac{241{,}93 \cdot Q^3 T_j \alpha_{скв} l}{d^5}, \tag{13}$$

где T_j – период проветривания через *j*-ю скважину

$$T_j = \frac{T}{A} = \frac{TA}{L + A} \tag{14}$$

С учетом (14), получим

$$C_{jскв} = \frac{241{,}93 \cdot Q^3 TA \alpha_{скв}}{d^5 (L + A)} \tag{15}$$

При последовательном проветривании через n скважин с учетом формулы Прандтля-Никурадзе

$$\alpha = \frac{0{,}0153}{\left(2 \lg \frac{3{,}7d}{\Delta}\right)^2} \tag{16}$$

и того, что $n = L / A + 1$, получим

$$C_{скв} = \frac{241{,}93 \cdot Q^3 Tl}{d^5 (3{,}09 + lg\, d)^2} \tag{17}$$

Таким образом, затраты на перемещение воздуха по скважинам за время *T* от количества скважин *n* или их шага переноса *A* не зависят. Длина выемочного столба при отработке шахтного поля, как правило, мало изменяется, поэтому затраты на перемещение воздуха по выемочному участку принимаем постоянными и, следовательно, при минимизации функции цели (6) не учитываются.

На основании (7), (8), (11), (17) и с учетом (9) и (12) функция цели (6) примет вид

$$\begin{aligned} F = {} & 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l \left(\left[\frac{L}{A} \right] + 1 \right) + 37{,}22 \cdot Q^3 \frac{T}{m} \cdot \sum_{i=1}^{m} r_в (L - i l_л) + \\ & + r_к \left\{ \left(\left[\frac{(i-1) l_л}{A} \right] + 1 \right) A - (i-1) l_л \right\} + \frac{4{,}84 Q^3 Tl}{d^5 (3{,}09 + lg\, d)^2} \to min \end{aligned} \tag{18}$$

Если для вывода исходящей струи воздуха используется вентиляционный ствол, то в функции цели изменится первый член; он будет равен

$$\sum_{j=1}^{n} K_j = 4190{,}6 \cdot D^{0{,}97} l \left(\left[\frac{L}{A} \right] + 1 \right) \tag{19}$$

Полученная модель является динамической, так как она отражает динамику процесса переноса вентиляционных скважин или стволов (число скважин целое, учтен дискретный характер перехода вентиляции со скважины на скважину). Однако выражение (18) не является непрерывной функцией, поэтому методы классического анализа экстремальных точек при отыскании значений d и A неприменимы. В связи с этим для получения аналитических зависимостей необходимо составить модель суммарных затрат в виде непрерывной, функции. Для этой цели введем понятие эффективной длины пути вентиляционной струи за период отработки шахтного поля $l_э$. Это минимальный путь, проходимый воздухом в течении всего периода отработки шахтного поля. Если расстояние между вентиляционными скважинами равно l/n, эффективная длина пути вентиляционной струи для одного вентиляционного ствола (скважины) определится из выражения

$$l_{э1} = \frac{\frac{L}{n} + \frac{2L}{n}}{n} = \frac{1+2}{n^2} L \tag{20}$$

Для двух вентиляционных стволов

$$l_{э2} = \frac{\frac{L}{n} + \frac{2L}{n} + \frac{3L}{n}}{n} = \frac{1+2+3}{n^2} L. \tag{21}$$

Обобщая выражения (20) и (21) для случая *n* вентиляционных стволов, получим

$$l_э = \frac{L}{2} + \frac{L}{2n}, \tag{22}$$

где первый член выражает эффективную длину пути проветривания по вентиляционному штреку, а второй – по конвейерному со скважинами.

Если расстояние между стволами $L/(n+1)$, то при использовании одного вентиляционного ствола *n*=1, длина пути вентиляционной струи будет изменяться от $L + L/(n+1)$ до $L/(n+1)$ при отводе исходящей струи по вентиляционному стволу и затем от *L* до 0 при использовании вспомогательного ствола. Следовательно,

$$l_{э1} = \frac{\dfrac{L}{n+1} + \dfrac{2L}{n+1}}{n+1} = \frac{1+2}{(n+1)^2} L . \tag{23}$$

Для двух стволов ($n = 2$)

$$l_{э.2} = \frac{\dfrac{L}{n+1} + \dfrac{2L}{n+1} + \dfrac{3L}{n+1}}{n+1} = \frac{1+2+3}{(n+1)^2} L . \tag{24}$$

Как и в предыдущем случае, обобщая выражения (23) и (24) для *n* вентиляционных стволов с учетом того, что числитель этих выражений представляет собой сумму членов арифметической прогрессии, получим

$$l_{эп} = \frac{L}{2} + \frac{L}{2(n+1)},$$

где, как и в первом случае, первый член выражает эффективную длину пути проветривания по вентиляционному штреку, а второй – по конвейерному.

Определим величину $l_э$ для граничных условий в выражении (24) при $n \to 0$

$$\lim_{n \to 0} \frac{n+2}{2(n+1)} L = L , \tag{25}$$

т.е. схема в этих условиях является центральной. При $n \to 0$

$$\lim_{n \to \infty} \frac{n+2}{2(n+1)} L \tag{26}$$

Для раскрытия неопределенности (26) воспользуемся правилом Лопиталя-Бернулли

$$\lim \frac{[(n+2)L]'}{[2(n+1)]'} = \frac{L}{2} \tag{27}$$

Такой же результат получается и для выражения (22). Следовательно, минимальная длина пути вентиляционной струи при максимально возможном количестве вентиляционных стволов может быть $l_{ср} \prec \frac{L}{2}$.

Анализ функций (22) и (24) свидетельствует о том, что применение прямоточных схем проветривания с использованием скважин (стволов) на фланге шахтного поля для вывода исходящей струи приводит к значительному уменьшению длины

пути вентиляционной струи. Критерием при выборе схем проветривания при этом является отношение $\frac{l_э}{L}$. Увеличение количества вентиляционных стволов или скважин до $n > 6$ практически не оказывает влияния на длину пути вентиляционной струи.

На основании выражений (2), (4) и (5) и с учетом (3) составим функциональную зависимость между суммой приведенных затрат и искомыми параметрами. При использовании *n* скважин и с учетом расстояния между ними $\frac{L}{n}$, что соответствует схемам проветривания, при прямом порядке отработки шахтного поля функция цели имеет следующий вид

$$F^{П}_{скв.} = 37{,}22 \cdot r_в Q^3 T l_{э.в} + 37{,}22 \cdot r_к Q^3 T l_{ср.к} + \\ + 241{,}93 \cdot \alpha_{скв.} Q^3 l\ ntd^{-5} + 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l \tag{28}$$

где t – срок службы одной скважины, $t = T / n$.

Подставляя значения $l_э$ и $\alpha_{скв}$ из выражений (13) и (16), получим

$$F^{П}_{скв} = 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l\ n + 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n}\right) + \\ + \frac{4{,}84 \cdot Q^3 Tl}{d^5 (3{,}09 + lg\, d)^2} \to min \tag{29}$$

При расстоянии между скважинами $A = L/(n+1)$ и сроком службы каждой из них $t = T/(n+1)$, функция цели несколько видоизменяется

$$F^{О}_{скв} = 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l\ n + 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n+1}\right) + \\ + \frac{4{,}84 \cdot Q^3 Tl\ n}{d^5 (3{,}09 + lg\, d)^2 (n+1)} \to min \tag{30}$$

В случае использования схем проветривания содержащих вентиляционные стволы с расстоянием между ними $A = L/n$, функция цели с учетом (5) имеет вид

$$F^{П}_{ств} = 4190{,}6 \cdot D^{0{,}97} l\ n + 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n}\right) +$$

$$+\frac{4{,}84\cdot Q^3 Tl}{D^5\left(3{,}09+lg\,D\right)^2}\to min \tag{31}$$

При использовании прямоточних схем проветривания

$$F^{O}_{ств}=4190{,}6\cdot D^{0{,}97}l\ \ n+18{,}61\cdot Q^3 TL\left(r_в+\frac{r_к}{n+1}\right)+$$

$$+\frac{4{,}84\cdot Q^3 Tl\ \ n}{D^5\left(3{,}09+lg\,D\right)^2\left(n+1\right)}\to min \tag{32}$$

В практике применяется группа вентиляционных скважин заданного диаметра взамен вентиляционной скважины оптимального диаметра [4]. В связи с этим возникает необходимость определения оптимального количества скважин $n_г$ в одной группе при заданном их диаметре и оптимальное количество таких групп n_1 в схеме проветривания.

Если применяются прямоточные схемы проветривания при прямом порядке отработки шахтного поля, то функция цели имеет вид

$$F^{П}_{гр.скв}=1904{,}8\cdot d^{1{,}15}l\ \ n_1 n_г+18{,}61\cdot Q^3 TL\left(r_в+\frac{r_к}{n_1}\right)+$$

$$+\frac{4{,}84\cdot Q^3 Tl}{d^5\left(3{,}09+lg\,d\right)^2 n_г^2}\to min \tag{33}$$

При использовании схем проветривания в условиях обратной отработки шахтного поля, функция цели следующая

$$F^{o}_{гр.скв}=1904{,}8\cdot d^{1{,}15}l\ \ n_1 n_г+18{,}61\cdot Q^3 TL\left(r_в+\frac{r_к}{n_1+1}\right)+$$

$$+\frac{4{,}84\cdot Q^3 Tl\ \ n_1}{d^5\left(3{,}09+lg\,d\right)^2 n_г^2\left(n_1+1\right)}\to min \tag{34}$$

При использовании схемы проветривания с естественным распределением воздуха должно выполняться условие равенства депрессий вентиляционной скважины и конвейерного штрека $H_{скв}=H_к$. Выразив депрессии обеих выработок через их параметры, получим

$$\frac{0{,}13 \cdot l Q_{скв}^2}{\left(3{,}09 + lg\, d_i\right)^2 d_i^5} = r_к Q_к^2 L \frac{n+1-i}{n+1} \tag{35}$$

Составим функцию суммарных приведенных затрат с учетом принятого- ограничения

$$F_{скв.е}^{o} = 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n+1}\right) +$$

$$+ \sum_1^n \frac{4{,}84 \cdot Q_{скв}^3 Tl}{\left(3{,}09 + lg\, d_i\right)^2 d_i^5 \left(n+1\right)^2} + 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l \tag{36}$$

С учетом (35), получим

$$F_{скв.е}^{o} = 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n+1}\right) + 37{,}22 \cdot r_к Q_к^2 Q_{скв} TL \times$$

$$\times \sum_1^n \frac{n+1-i}{\left(n+1\right)^2} + 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l \tag{37}$$

В выражении (37) третье и четвертое слагаемые представляют собой ряды чисел, определяемые законом арифметической прогрессии, у которой первый член для третьего слагаемого равен $a_1^3 = n/\left(n+1\right)^2$ для четвертого $a_1^4 = \left[\left(n+1\right)/n\right]^{0,2}$, а n-й член соответственно $a_n^3 = 1/\left(n+1\right)^2$ и $a_n^4 = \left(n+1\right)^{0,2}$ следовательно, на основании формулы суммы арифметической прогрессии получим

$$F_{скв.е}^{o} = 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n+1}\right) + 18{,}61 \cdot r_к Q_к^2 Q_{скв} TL \frac{n}{n+1} +$$

$$+ 952{,}4 \cdot d_i^{1{,}15}\left[\left(n+1\right)^{0,2} + n\left(n+1\right)^{0,2}\right] l \to min \tag{38}$$

Аналогичным образом получаем функцию цели при использовании группы скважин.

Из условия равенства депрессий

$$n_г^i = \left[\frac{0{,}13 \cdot l Q_{скв}^2 \left(n_1+1\right)}{r_к d^5 Q_к^2 L \left(3{,}09 + lg\, d_i\right)^2 \left(n_1+1-i\right)}\right]^{0,5} \tag{39}$$

следовательно,

$$F_{ге}^{o} = 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n_1 + 1} \right) + 37{,}22 \cdot r_к Q_к^2 Q_{скв} TL \times$$

$$\times \sum_1^n \frac{n_1 + 1 - i}{(n_1 + 1)^2} + 952{,}4 \cdot d_i^{1{,}15} \sum_1^n \left(\frac{n_1 + 1}{n_1 + 1 - i} \right)^{0{,}5} l \qquad (40)$$

Выразив суммы в последних двух членах функции (40) через сумму арифметической прогрессии, получим

$$F_{ге}^{o} = 18{,}61 \cdot Q^3 TL\left(r_в + \frac{r_к}{n_1 + 1} \right) + 18{,}61 \cdot r_к Q_к^2 Q_{скв} TL \frac{n_1}{n_1 + 1} +$$

$$+ 952{,}4 \cdot d_i^{1{,}15} \left[0{,}5(n_1 + 1)^{0{,}5} n_1 \right] l \to min \qquad (41)$$

Полученные экономико-математические модели (18), (19), (29), (30), (31), (32), (33), (34), (38) и (41) являются функциями от двух аргументов D и A, d и n или n_1 и n_2. Оптимальными будут такие значения этих аргументов, при которых функция имеет наименьшее значение. Для нахождения минимума функции (29) берем вначале частную производную по d, а затем частную производную по n. В результате получаем систему из двух уравнений

$$\frac{\partial f(d)}{\partial d} = 2190{,}52 \cdot nld^{0{,}15} - 4{,}26 \cdot \frac{Q^3 Tl}{d^6 (3{,}09 + lg\, d)^2} \times$$

$$\times \left(5{,}68 + \frac{1}{3{,}09 + lg\, d} \right) = 0 \qquad (42)$$

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n} = 1904{,}8 \cdot d^{1{,}15} l - 18{,}61 Q^3 TL r_к \frac{1}{n^2} = 0 \qquad (43)$$

Из выражения (43) находим параметр $n_{скв}^{П}$, значения которого оптимальны

$$n_{скв.о}^{П} = 0{,}0988 \sqrt{\frac{Q^3 TL r_к}{d^{1{,}15} l}} \qquad (44)$$

Подставив значение (44) в уравнение (42) приняв, без ущерба для точности, $0{,}0988 \approx 0{,}1$ и решая его относительно d, получим

$$\frac{18,55+5,68\cdot\lg d}{d^{5,575}\left(3,09+\lg d\right)^3}=50,8\sqrt{\frac{Lr_к}{Q^3Tl}} \tag{45}$$

Таким же образом получаем выражения для определения оптимальных значений параметров и в остальных случаях. Дифференцируя (30), получаем

$$\frac{\partial f(d)}{\partial d}=2190,52\cdot nld^{0,15}-4,26\cdot\frac{Q^3Tl}{d^6\left(3,09+lg\,d\right)^2}\times$$

$$\times\left(5,68+\frac{1}{3,09+lg\,d}\right)\frac{n}{n+1}=0 \tag{46}$$

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n}=1904,8\cdot d^{1,15}l-18,61Q^3TLr_к\frac{1}{(n+1)^2}+$$

$$+4,84\cdot\frac{Q^3Tl}{d^5\left(3,09+lg\,d\right)^2}\frac{1}{(n+1)^2}=0 \tag{47}$$

Решая полученную систему уравнений относительно n и d, получаем выражения для определения их оптимальных значений

$$n^o_{скв.о}=\sqrt{\frac{3,85\cdot Q^3TLr_кd^5\left(3,09+lg\,d\right)^2-Q^3Tl}{393,55\cdot d^{6,15}\left(3,09+lg\,d\right)^2l}}-1 \tag{48}$$

$$\frac{3,85\cdot Lr_кd^5(3,09+lg\,d)^2-l}{Q^3Tl}=\frac{4,8\cdot10^{-2}}{d^{6,15}\left(3,09+lg\,d\right)^2}+$$

$$+\frac{1,7\cdot10^{-2}}{d^{6,15}\left(3,09+lg\,d\right)^3}+\frac{1,5\cdot10^{-3}}{d^{6,15}\left(3,09+lg\,d\right)^4} \tag{49}$$

При дифференцировании функции (31), получаем систему уравнений

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n}=4190,6\cdot D^{0,97}l-18,61Q^3TLr_к\frac{1}{n^2}=0 \tag{50}$$

$$\frac{\partial f(D)}{\partial D} = 4064{,}88 \cdot nlD^{-0{,}03} - 4{,}26 \cdot \frac{Q^3 Tl}{D^6 (3{,}09 + lg\, D)^2} \times$$

$$\times \left(5{,}68 + \frac{1}{3{,}09 + lg\, D} \right) = 0 \qquad (51)$$

Решая полученную систему уравнений относительно *n* и *D*, получим

$$n_{ств}^{П} = 4{,}4 \cdot 10^{-3} \sqrt{\frac{Q^3 TLr_к}{D^{0{,}97} l}} \qquad (52)$$

$$\frac{18{,}55 + 5{,}68 \cdot \lg D}{D^{5{,}485} (3{,}09 + \lg D)^3} = 4{,}24 \sqrt{\frac{Lr_к}{Q^3 Tl}} \qquad (53)$$

Дифференцируем функцию (32)

$$\frac{\partial f(d)}{\partial d} = 4064{,}88 \cdot nlD^{-0{,}03} - 4{,}26 \cdot \frac{Q^3 Tl}{D^6 (3{,}09 + lg\, d)^2} \times$$

$$\times \left(5{,}68 + \frac{1}{3{,}09 + lg\, D} \right) \frac{n}{n+1} = 0 \qquad (54)$$

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n} = 4190{,}6 \cdot D^{0{,}97} l - 18{,}61 Q^3 TLr_к \frac{1}{(n+1)^2} +$$

$$+ 4{,}84 \cdot \frac{Q^3 Tl}{D^5 (3{,}09 + lg\, D)^2} \frac{1}{(n+1)^2} = 0 \qquad (55)$$

Полученную систему уравнений решаем относительно n и D в результате чего получаем выражения для определения оптимальных параметров

$$n_o = \sqrt{\frac{3{,}85 \cdot Q^3 TLr_к D^5 (3{,}09 + lg\, d)^2 - Q^3 Tl}{865{,}83 \cdot D^{6{,}15} (3{,}09 + lg\, d)^2 l}} - 1 \qquad (56)$$

$$\frac{3{,}85 \cdot Lr_к D^5 (3{,}09 + lg\, d)^2 - l}{Q^3 Tl} = \frac{3{,}06 \cdot 10^{-2}}{D^{5{,}79} (3{,}09 + lg\, D)^2} +$$

$$+\frac{1{,}08\cdot 10^{-2}}{D^{5{,}79}(3{,}09+lg\,D)^3}+\frac{0{,}9\cdot 10^{-3}}{D^{5{,}79}(3{,}09+lg\,D)^4} \tag{57}$$

Дифференцируем функцию (33)

$$\frac{\partial f(n_1)}{\partial n_1}=1904{,}8\cdot d^{1{,}15}l\ n_г-\frac{18{,}61\cdot Q^3TLr_к}{n_1^2}=0 \tag{58}$$

$$\frac{\partial f(n_г)}{\partial n_г}=1904{,}8\cdot d^{1{,}15}l\ n_1-\frac{9{,}68\cdot Q^3Tl}{d^5(3{,}09+\lg d)^2n_г^3}=0 \tag{59}$$

Полученные уравнения решаем относительно n_1 и $n_г$, и получаем

$$n_г=\frac{Q^{0{,}6}T^{0{,}2}l^{0{,}2}}{3{,}29\cdot L^{0{,}2}r_к^{0{,}2}d^{2{,}23}(3{,}09+\lg d)^{0{,}8}} \tag{60}$$

$$n_1=0{,}1\sqrt{\frac{Q^3TLr_к}{d^{1{,}15}l\ n_г}} \tag{61}$$

Дифференцируем функцию (34)

$$\frac{\partial f(n_1)}{\partial n_1}=1904{,}8\cdot d^{1{,}15}l\ n_г-18{,}61Q^3TLr_к\frac{1}{(n_1+1)^2}+$$

$$4{,}84\cdot\frac{Q^3Tl}{d^5(3{,}09+lg\,d)^2n_г^2}\frac{1}{(n_1+1)^2}=0 \tag{62}$$

$$\frac{\partial f(n_г)}{\partial n_г}=1904{,}8\cdot d^{1{,}15}l\ n_1-4{,}84\cdot\frac{Q^3Tl\ n_1}{d^5(3{,}09+\lg d)^2(n_1+1)n_г^3}\frac{2}{n_г^3}=0 \tag{63}$$

Решая полученную систему уравнений относительно n_1 и $n_г$ получим

$$n_г=\frac{Q}{d^{2{,}05}}\sqrt[3]{\frac{T}{196{,}78\cdot(3{,}09+lg\,d)^2(n_1+1)}} \tag{64}$$

$$(n_1+1)^{5/3}+\frac{33{,}83\cdot(n_1+1)^{2/3}}{(3{,}09+\lg d)^{1/3}}=3{,}85\cdot Q^2T^{2/3}\frac{L}{l}r_к d^{0{,}9}(3{,}09+\lg d)^{1/3} \tag{65}$$

Дифференцируя функцию (38)

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n} = -18{,}61 \cdot Q^3 TLr_к \frac{1}{(n+1)^2} + 18{,}61 \cdot Q_к^2 Q_{скв} TLr_к \frac{1}{(n+1)^2} + \\ + 952{,}4 \cdot ld_i^{1{,}15} \left[\frac{0{,}2}{(n+1)^{0{,}8}} + \frac{0{,}2 \cdot n}{(n+1)^{0{,}8}} + (n+1)^{0{,}2} \right] = 0 \quad (66)$$

после несложных преобразований получаем

$$n = \frac{\left[TLr_к \left(Q^3 - Q_к^2 Q_{скв} \right) \right]^{0{,}45}}{6{,}38 \cdot l^{0{,}45} d_i^{0{,}52}} \quad (67)$$

Дифференцируем функцию (41)

$$\frac{\partial f(n)}{\partial n} = -18{,}61 \cdot Q^3 TLr_к \frac{1}{(n+1)^2} + 18{,}61 \cdot Q_к^2 Q_{скв} TLr_к \frac{1}{(n+1)^2} + \\ + 952{,}4 \cdot ld_i^{1{,}15} \left[\frac{0{,}75 \cdot n_1 + 0{,}5}{(n_1+1)^{0{,}5}} \right] = 0 \quad (68)$$

откуда получим

$$\frac{0{,}75 \cdot n_1 + 0{,}5}{(n_1+1)^{0{,}5}} = \frac{TLr_к \left(Q^3 - Q_к^2 Q_{скв} \right)}{61{,}42 \cdot d_i^{1{,}15} l} \quad (69)$$

Полученные зависимости (44), (45), (48), (49), (52), (53), (56), (57), (60), (61), (64), (65), (67), (69) позволяют рассчитывать значения параметров n, n_1, $n_г$, d и D при различных вариантах схем проветривания с выводом исходящей струи в районе горных работ.

Список литературы

1. В.А., Кривцун Г.П., Лебедев Я.Я. Структура и аэродинамические свойства шахтных вентиляционных систем // Науковий вісник НГАУ. – 2002. – №6. – С. 85-89.

2. Клебанов Ф.С. Воздух в шахте. – М.: «Имидж-Сед», 1995. – 574 с.

3. Патрушев М.А., Самойленко Е.Я., Ус В.Н. Совершенствование проветривания угольных шахт. – Донецк: Донбасс, 1976. – 124 с.

4. Шибка Н.В., Бугло Н.И. О применении группы параллельных скважин для проветривания шахт. – В кн.: Совершенствование проветривания шахт. Тр. ИГТМ АН УССР, вып. 2. – М.: Недра, 1971. – С.113-115.

5. Бойко В.А., Кременчуцкий Н.Ф. Основы теории расчета вентиляции шахт. – М.: Недра, 1978. – 279 с.

УДК 622.831

© О.Д. Кожушок, М.А. Ильяшов

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ КОМБИНИРОВАННОЙ ОХРАННОЙ СИСТЕМЫ ПРИ ПОДДЕРЖАНИИ ВЫЕМОЧНОГО ШТРЕКА ЗА ЛАВОЙ

Розглянуто комбіновану охоронну систему для підтримання штреків в складі рамного кріплення, анкерного стяжного кріплення та литої смуги. Представлено результати математичного моделювання взаємодії системи з породним масивом після проходу лави.

Рассмотрена комбинированная охранная система для поддержания штреков в составе рамной крепи, анкерной стяжной крепи и литой полосы. Представлены результаты математического моделирования взаимодействия системы с породным массивом после прохода лавы.

The combined security system for maintenances of a drifts in structure of a framed linings, anchor coupling linings and cast strips is considered. The results of a mathematical modellings interactions of a systems with a rock mass after pass of a lavas are submitted.

Одной из острых проблем на угольных шахтах Донбасса является значительное увеличение затрат на поддержание и ремонт выемочных штреков. Отечественный и мировой опыт показал, что для их безаварийного поддержания в условиях больших глубин необходимо использование комбинированных охранных систем [1-6]. В условиях шахты «Красноармейская-Западная №1» накоплен опыт охраны выемочных штреков, как до подхода лавы, так и за лавой с использованием комбинированной охранной системы, включающей рамно-анкерное крепление и однорядную литую полосу [1]. Однако анализ опыта охраны выработок по указанной схеме свидетельствует, что она эффективна при умеренных нагрузках на очистной забой. Увеличение среднесуточной добычи связано с возрастанием скорости перемещения линии забоя. Как показали результаты натурных исследований, величина вертикальных сжимающих напряжений σ_B (МПа) в материале однорядной литой полосы на ее начальном участке связана с удалением от лавы L (м) эмпирической зависимостью

$$\underline{\sigma} = 6{,}6\ ln\ L\ - 11{,}5 \qquad (1)$$

В то же время, величина прочности материала полосы на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ (МПа) связана со временем t (сут) твердения материала эмпирической зависимостью

$$\sigma_{сж} = 0{,}001t^3 - 0{,}079t^2 + 2{,}55t - 0{,}93 \qquad (2)$$

С учетом закономерности (2) были построены графики изменения предела прочности на одноосное сжатие материала полосы в зависимости от расстояния до лавы при различной скорости подвигания линии забоя: 2, 4, 6 и 8 м/сут. На полученное семейство кривых был наложен график изменения величины сжимающего напряжения от расстояния до лавы, соответствующий зависимости (1), что представлено на рис. 1.

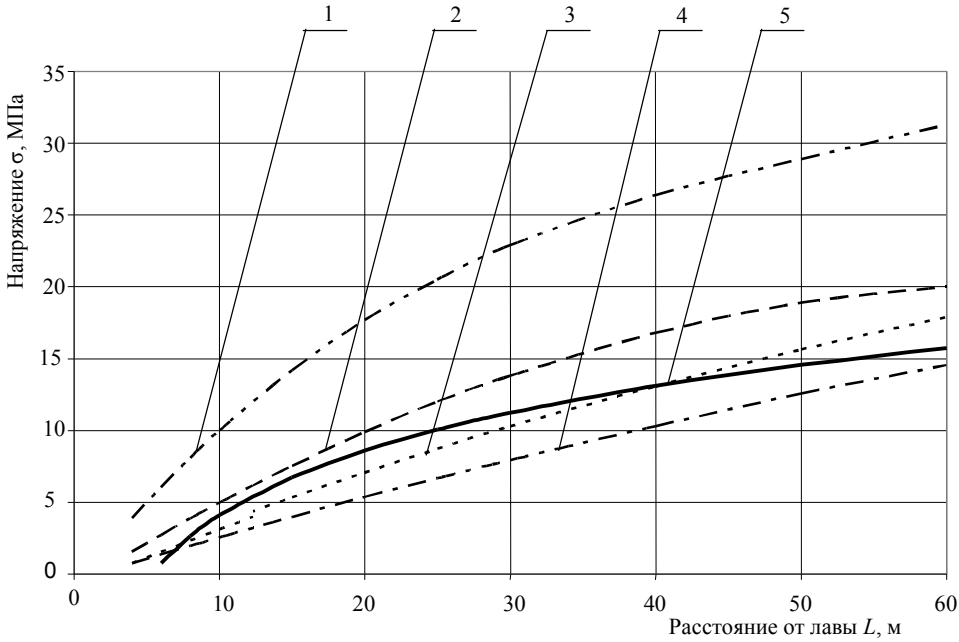


Рис. 1. Изменение предела прочности на одноосное сжатие материала литой полосы при различной скорости перемещения забоя (1 – 2м/сут, 2 – 4 м/сут, 3 – 6 м/сут, 4 – 8 м/сут) и возрастание сжимающих напряжений в материале полосы по мере удаления от лавы (зависимость 5)

Рис. 1 свидетельствует, что для конкретной конструкции однорядной литой полосы существует критическая скорость подвигания очистного забоя, при которой набор прочности материала полосы происходит быстрее, чем нарастание нагрузок на

нее. Интенсификация очистных работ, вследствие которой суточное перемещение линии забоя превышает 4 м, приводит к перегрузке конструкции уже на начальном этапе ее существования, необратимым деформациям и существенному снижению несущей способности в дальнейшем, даже при полном отвердении материала.

Простое увеличение ширины полосы для снижения давления на нее приводит к существенному возрастанию трудовых и материальных затрат на ее возведение. При поиске приемлемых вариантов усиленной конструкции литой полосы путем физического моделирования одним из перспективных направлений оказалось дополнение базовой конструкции органной крепью с оставлением разгрузочной ниши между твердеющим материалом и выработанным пространством.

Авторами проработана математическая модель, в которой базовая конструкция литой полосы изменена с учетом результатов физического моделирования и она является равноправным элементом комбинированной охранной системы, содержащей также рамную и анкерную стяжную крепь. Модель описывает распределение напряжений в системе «комбинированная охранная система – породный массив» при условии, что посадка основной кровли еще не произошла, а непосредственная кровля уже обрушилась в выработанное пространство за пределами охранной конструкции. На основании экспериментальных данных принято допущение, что обрушение непосредственной кровли происходит по линии, проходящей через верхний угол охранной конструкции и наклоненной в сторону выработанного пространства под углом 70^0.

Начальная площадь поперечного сечения выработки 15,6 м^2. Выработка закреплена рамной крепью типа КМП-А3 с шагом 1 м. В кровле между рамами установлена анкерная стяжная крепь, каждое звено которой состоит из пары наклонно установленных в кровлю выработки анкеров, соединенных между собой стяжкой.

Непосредственная кровля и почва угольного пласта представлены алевролитом. Основная кровля и почва – песчаник. Порода в зоне обрушения, а также в приконтурной зоне выработки на глубине до 0,5 м наделены особыми свойствами.

Задача сформулирована в плоской постановке. Размеры расчетной области: 45 м по горизонтали и 26 м по вертикали. Граничные условия заданы следующим образом:

– на верхней горизонтальной границе модели – равномерная нагрузка гравитационного происхождения $\sigma_y = \gamma H = 20$ МПа и отсутствие касательных напряжений $\tau_{xy} = 0$;

– на вертикальных боковых поверхностях – запрет горизонтальных деформаций $U_x = 0$;

– на нижней границе – полное сцепление с абсолютно жестким основанием $U_x = 0$ и $U_y = 0$.

Предполагается отсутствие сцепления между породными слоями.

Рассмотрено два варианта модели, отличающиеся конструкцией литой полосы. В базовом варианте она выполнена одинарной, с размещением заливочной емкости

между двумя одинарными рядами органной крепи. По второму варианту в породном массиве между полосой и отработанным пространством сформирована ниша, ограниченная двухрядной органной крепью с перекрытием ниши деревянным брусом.

Центральная часть модели по первому (базовому) варианту представлена на рис. 2.

Формально задачу решают в упругой постановке. Однако, для учета эффектов, возникающих в горных породах и строительных материалах при напряжениях, близких к пределу прочности, расчетная схема обладает рядом особенностей.

Нелинейность зависимости между напряжением и деформацией учитывают путем ее аппроксимации кусочно-ломаной линией с индивидуальным набором формально упругих параметров на каждом из участков.

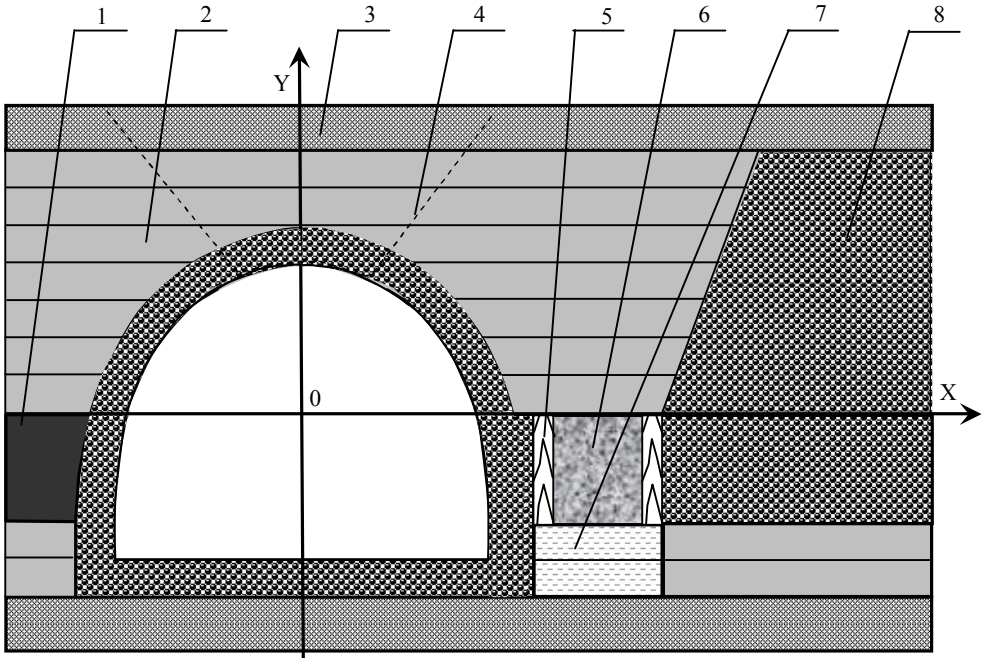


Рис. 3. Центральная часть второго варианта модели: 1 – уголь, 2 – алевролит, 3 – песчаник, 4 – контур зоны влияния анкерной стяжной крепи, 5 – органная крепь, 6 – твердеющий материал, 7 – влажный алевролит под полосой, 8 – деревянное крепление разгрузочной ниши, 9 – зона разрушенных пород

Второй особенностью является введение гистерезиса, который косвенным образом учитывает необратимое появление трещин в материале после завершения упругого участка деформирования. Он выглядит таким образом, что при разгрузке элемента среды (отрицательное приращение по отношению к предыдущему состоя-

нию) возврат идет с первоначальными упругими параметрами (трещины не смыкаются обратно), а при положительном приращении напряжения возрастание деформации снова происходит с повторением участков аппроксимирующей ломаной.

Общий алгоритм вычислительного процесса, реализующий принцип необратимого накопления поврежденности в процессе разрушения материала осуществляется следующим образом. При первом расчете определяют конечные элементы, для которых напряжения превзошли упругие, фиксируют уже достигнутую ими деформацию и метят их. В эту категорию автоматически входят элементы, расположенные в зоне разрушенных пород. При повторном расчете вследствие деформаций первоначальной модели возможно перераспределение поля напряжений, в том числе и снижение напряжений в отдельных меченых конечных элементах. В то же время могут возникнуть перенапряжения на других участках, В перечень «меченых» безвозвратно попадают новые элементы, для которых фиксируется деформация, что приводит к новой модели с измененным полем деформаций. Расчет выполняется для нее и так до тех пор, пока разница между количеством меченых элементов на n-ом и $n+1$ шаге будет незначительной. Проверка показала, что процесс является сходящимся.

Было выделено 5 градаций горизонтальных напряжений (табл. 1).

Таблица 1

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ ДЛЯ ДИАПАЗОНОВ ГРАДАЦИЙ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО НАПРЯЖЕНИЯ

Номер градации	Диапазон напряжений МПа	Графическое обозначение
1	–12-0	
2	0-12	
3	12-24	
4	24-36	
5	38-48	

Распределение горизонтальных напряжений в центральной части базового варианта модели представлено на рис. 4, а для варианта с разгрузочной нишей – на рис. 5.

Диапазон изменения вертикальных сжимающих напряжений несколько иной, чем для горизонтальных, что обусловило изменение градаций (табл. 2).

Распределение вертикальных напряжений в центральной части первого варианта модели представлено на рис. 6., а второго – на рис. 7.

Результаты математического моделирования показали, что изменение конструкции литой полосы практически не сказывается на распределении напряжений со стороны угольного целика, а ее влияние на распределение напряжений в своде и почве выработки незначительно.

Таблица 2

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ ДЛЯ ДИАПАЗОНОВ ГРАДАЦИЙ ВЕРТИКАЛЬНОГО НАПРЯЖЕНИЯ

Номер градации	Диапазон напряжений МПа	Графическое обозначение
1	0-13	
2	13-26	
3	26-39	
4	39-52	
5	52-65	

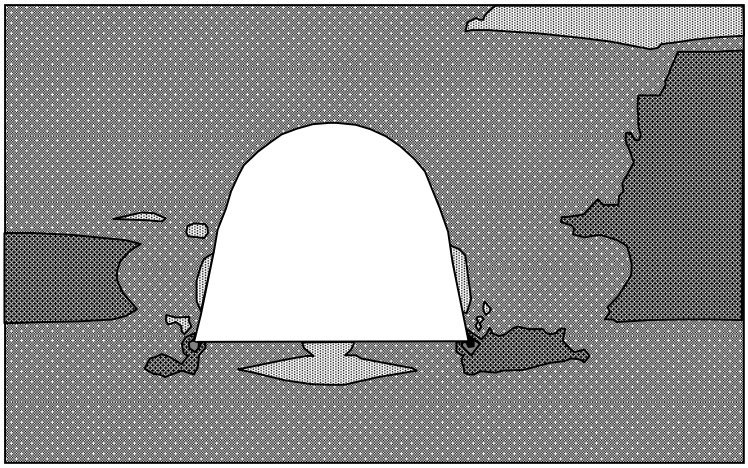


Рис. 4. Распределение горизонтальных напряжений в центральной части первого варианта модели

Основные изменения в поле напряжений происходят со стороны отработанного пространства.

Наличие разгрузочной ниши привело к удалению зоны повышенных горизонтальных напряжений вглубь массива. Указанное обстоятельство улучшает работу комбинированной охранной системы по двум причинам. Первая причина связана с уменьшением вероятности опрокидывания литой полосы, что часто имеет место на практике при мощности угольного пласта свыше 2,0 м. Вторая причина – снижение горизонтальной составляющей горного давления на стойку рамной крепи со стороны выработанного пространства.

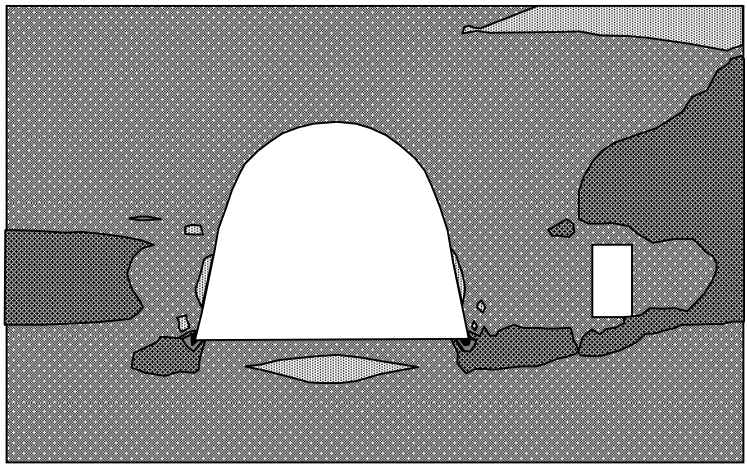


Рис. 5. Распределение горизонтальных напряжений в центральной части второго варианта модели

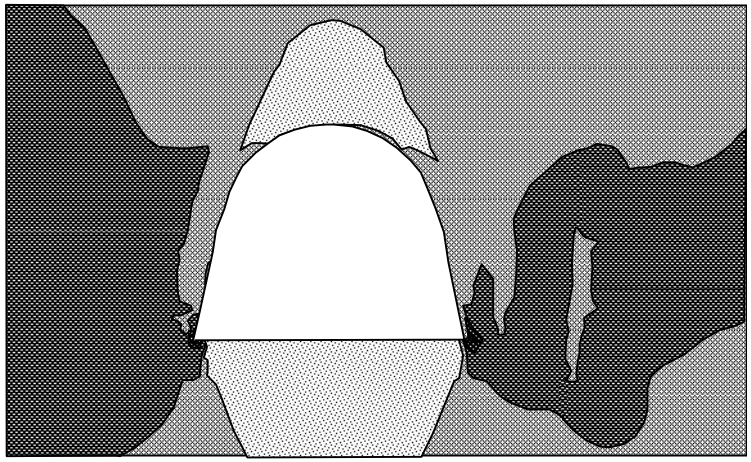


Рис. 6. Распределение вертикальных напряжений в центральной части первого варианта модели

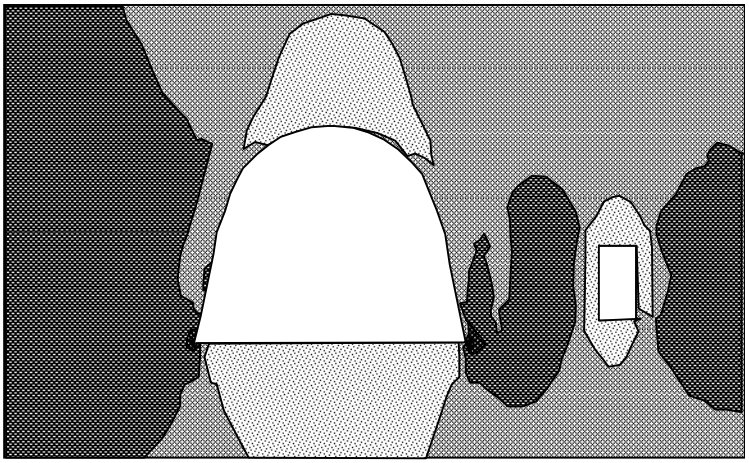


Рис. 7. Распределение вертикальных напряжений в центральной части второго варианта модели

Сравнительный анализ вертикальных напряжений для обоих вариантов показал, что в случае использования разгрузочной ниши она разрывает зону повышенных напряжений на два участка – приближенный к контуру выработки и удаленный от нее. На ближнем участке расположена собственно литая полоса, которая выполняет только одну функцию – сопротивление действию вертикального сжимающего напряжения. Эффективная работа данного элемента конструкции позволяет частично разгрузить стойки органной крепи, оконтуривающие нишу. В свою очередь, осуществляя обламывание породной консоли на удалении от границы заливочной емкости, сдвоенный органный ряд способствует более равномерному распределению нагрузок на литую часть конструкции и дает возможность набрать прочность без перехода заливки в крупноблочное состояние. Кроме этого, сохранение непосредственной кровли пласта в ближней зоне выработки со стороны выработанного пространства повышает несущую способность анкеров, входящих в состав анкерной стяжной крепи.

Таким образом, проведенный анализ показал преимущества второго варианта с разгрузочной нишей.

Список литературы

1. Байсаров Л.В. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых выработок [Текст] / Л.В. Байсаров, М.А. Ильяшов, А.И. Демченко. – Д.: ЧП «Лира ЛТД», 2005. – 240 с.

2. Кожушок О.Д. совершенствование комбинированных охранных конструкций для поддержания повторно используемых выемочных штреков [Текст] / О.Д. Кожушок, С.В. Борщевский // Вісті Донецького гірничого інституту: ДНВЗ «ДонНТУ», 2008. – С. 192-198.

3. Ткачев В.А. Обеспечение устойчивости подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях [Текст] / В.А. Ткачев, А.Ю. Компанейцев //Перспективы развития Восточного Донбасса: Сб. науч. тр. Ч.1. – Новочеркасск: УПЦ «Набла», 2008. – С. 146-151.

4. Лангош У. Проектные основы управления горным давлением комбинированной крепью пластовых выработок [Текст] //Глюкауф. – 2002. – №1. – С. 16-20.

5. Гайко Г.И. Опыт крепления горных выработок на шахтах Польщи / Г.И. Гайко, Т. Майхерчик [Текст] // Уголь Украины. – 2002. – №1. – С. 51-53.

6. Штефан К.В. Арочные и замкнутые по почве системы крепления, средства охраны штреков со стороны выработанного пространства и укрепление пород [Текст] // Глюкауф. – 2004. – №1. – С. 50-57.

УДК 504.064:504.75

© А.І. Горова, А.В. Павличенко

ОЦІНКА ВПЛИВУ ДІЯЛЬНОСТІ ГІРНИЧОДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОЇ ОБЛАСТІ НА СТАН ЗДОРОВ'Я НАСЕЛЕННЯ

Проаналізовано стан здоров'я населення, яке мешкає у гірничопромислових містах Дніпропетровської області. Виявлена специфіка захворюваності дітей та дорослого населення залежно від виду гірничодобувної промисловості.

Проанализировано состояние здоровья населения, проживающего в горнодобывающих городах Днепропетровской области. Выявлена специфика заболеваемости детей и взрослого населения, в зависимости от вида горнодобывающей промышленности.

The health conditions of the population in the mining cities of the Dnipropetrovsk region are analyzed. The specific morbidity of children and adult population depending from the type of mining industry is revealed.

У промислових регіонах України структура природокористування формувалася протягом тривалого періоду без урахування об'єктивних законів розвитку та відновлення природно-ресурсних комплексів. На цих територіях перевага надавалася розвитку екологічно небезпечних ресурсодобувних і переробних галузей промисловості, таких як гірничодобувна, паливно-енергетична, металургійна, хімічна, машинобудівна без урахування наслідків діяльності та дотримання вимог з охорони навколишнього середовища [1]. Це призвело до значної деградації природного середовища регіонів, а саме до високого рівня забруднення атмосфери, підземних і поверхневих вод, накопичення значних обсягів небезпечних, у тому числі, токсичних і радіоактивних відходів виробництва. Як наслідок, на початку 90-х років у цих регіонах різко погіршився стан екосистем і здоров'я населення, зменшилася народжуваність, зросла смертність, що обумовило негативний приріст населення, тому ці території характеризуються як зони кризового екологічного стану. Промислові регіони є одним з головних чинників незадовільного екологічного стану України, так як їх частка в загальному обсязі всіх викидів, скидів і відходів підприємств України сягає 70-90% [2].

Здоров'я населення є важливим інтегральним показником рівня цивілізованого суспільства та його соціально-економічного розвитку. Не випадково, що в розвинених країнах стан здоров'я населення розглядається як критерій якості життя й один з

головних пріоритетів у діяльності урядів. Високий рівень забруднення атмосферного повітря, води, ґрунтів, продуктів харчування обумовлює підвищення рівня екологозалежної захворюваності населення та погіршення демографічних показників [3-5]. У зв'язку з цим дослідження стану об'єктів навколишнього середовища та його впливу на здоров'я населення України набувають усе більшого значення.

Ці проблеми особливо актуальні для техногенно-навантажених регіонів України, у тому числі Дніпропетровської області, яка є однією з найбільших індустріально-розвинених, з високим рівнем урбанізації. На території області створена потужна енергетична база, яка стала основою розвитку гірничо-металургійного комплексу [6].

Тому намітилася цілком обґрунтована тенденція необхідності оцінки екологічного стану об'єктів довкілля, рівнів їх небезпеки для біоти і людини при розв'язання низки екологічних проблем у системі сталого розвитку гірничопромислових регіонів [7].

Метою роботи є оцінка впливу гірничої промисловості на здоров'я населення, яке мешкає на території гірничопромислових центрів Дніпропетровської області.

Об'єктом дослідження була вибрана територія Дніпропетровської області, на якій вибрали різні за видом гірничої промисловості міста: Вільногірськ (видобуток поліметалічних руд), Жовті Води (уранові руди), Павлоград (вугільна промисловість), Нікополь (гірничо-металургійна промисловість). В якості контролю була використана територія Новомосковського району Дніпропетровської області, де розташовано курорт «Солоний Лиман».

Інтегральна оцінка стану здоров'я населення проведена за схемою приведеною на рис. 1, шляхом аналізу медичної статистики про розповсюдженість усіх класів хвороб [7, 8].

Показники популяційного блоку було переведено в єдину безрозмірну систему умовних показників ушкодженості біосистем:

$$УПУ_i = \frac{\left|П_{реал} - П_{комф}\right|}{\left|П_{крит} - П_{комф}\right|}, \qquad (1)$$

де $УПУ_i$ – i-ий умовний показник ушкодженості біопараметру, спричинений несприятливими умовами довкілля;

$П_{комф}$ і $П_{крит.}$ – експериментально встановлені значення біопараметрів в комфортних та критичних для організму умовах, відповідно;

$П_{реал}$ – значення біопараметрів у досліджуваному варіанті.

Усереднений умовний показник ушкодженості біопараметрів визначали

$$ІУПУ_j = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^{n} УПУ_i = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^{n} \left[\frac{\left|П_{реал} - П_{комф}\right|}{\left|П_{крит} - П_{комф}\right|} \right]_i, \qquad (2)$$



Рис.1. Структурна схема оцінки стану здоров'я населення

Інтегральний показник, що характеризує стан популяційного здоров'я населення, обчислювали за формулою:

$$ІУПУ_{попул} = 0{,}4ІУПУ_{дітей} + 0{,}3ІУПУ_{дорослі} + 0{,}3ІУПУ_{генет}, \qquad (3)$$

де $ІУПУ_{дітей}$ – фізичне здоров'я дітей;

$ІУПУ_{дорослн}$ – фізичне здоров'я дорослого населення;

$ІУПУ_{генет}$ – генетичне здоров'я населення.

Інтегральний показник, що характеризує природний рух населення обчислювали за формулою:

$$ІУПУ_{демогр.} = \frac{1}{m}(УПУ_1 + УПУ_2 + УПУ_3), \quad (4)$$

де $УПУ_1$ – народжуваність;

$УПУ_2$ – смертність;

$УПУ_3$ – смертність дітей у віці до 1 року.

Для оцінки стану здоров'я населення використовували шкалу (табл. 1).

Таблиця 1

ШКАЛА ОЦІНКИ СТАНУ ЗДОРОВ'Я ЛЮДИНИ

Діапазон чисельних значень УПУ	Рівень ушкодженості	Стан здоров'я людини	Оцінка ситуації
0,000 – 0,150	низький	сприятливий	еталонна
0,151 – 0,300	нижче за середній	насторожуючий	задовільна
0,301 – 0,450	середній	конфліктний	незадовільна
0,451 – 0,600	вище за середній	загрозливий	незадовільна
0,601 – 0,750	високий	критичний	катастрофічна
0,751 і вище	максимальний	небезпечний	катастрофічна

Аналіз демографічної ситуації. Результати аналізу показників, що характеризують демографічні процеси приведено в табл. 2.

Таблиця 2

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ ДЕМОГРАФІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ НА ДОСЛІДЖУВАНІЙ ТЕРИТОРІЇ ГІРНИЧОПРОМИСЛОВИХ МІСТ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОЇ ОБЛАСТІ

Місто	Народжуваність	Смертність	Смертність дітей у віці до 1 року	$ІУПУ_{демогр.}$
Нікополь	0,710±0,04	0,349±0,02	0,266±0,04	0,442±0,02
Жовті Води	0,818±0,04	0,279±0,01	0,390±0,10	0,495±0,03
Вільногірськ	0,639±0,04	0,082±0,01	0,164±0,03	0,295±0,02
Павлоград	0,527±0,05	0,178±0,02	0,352±0,04	0,352±0,01
Новомосковський район	0,381±0,04	0,446±0,01	0,339±0,04	0,389±0,02
Дніпропетровська область	0,629±0,04	0,342±0,01	0,340±0,02	0,437±0,01

З даних табл. 2 видно, що демографічна ситуація в більшості досліджуваних міст знаходиться на середньообласному «конфліктному» рівні, за виключенням м. Жовті Води, де вона «загрозлива», і м. Вільногірську – «насторожуюча». За показником народжуваність у містах Нікополь і Вільногірськ спостерігається така ж, як і в середньому по області «критична» ситуація, у м. Жовті Води – «небезпечна», у м. Павлограді – «загрозлива» і на території Новомосковського району «конфліктна» ситуація.

За показником смертність на території Новомосковського району та м. Нікополі відмічена така ж, як і в середньому по області «конфліктна» ситуація, на території м. Вільногірська «сприятлива», на території м. Жовті Води та Павлограді «насторожуюча».

Що стосується смертності дітей у віці до 1 року, то на території міст Жовті Води, Павлоград і Новомосковського району відмічена однакова з середньообласними «конфліктна» ситуація, в інших досліджуваних містах вона «насторожуюча».

Таким чином, демографічна ситуація на території досліджуваних міст знаходиться приблизно в однаковому «конфліктному» стані, за виключенням міст Жовті Води та Вільногірськ, де виявлено «загрозливу» і «насторожуючу» ситуацію відповідно. Найгірша ситуація, спостерігається за показником народжуваність практично в усіх досліджуваних містах. За результатами проведеного аналізу, досліджувані території можна ранжувати в порядку покращення ситуації наступним чином: Жовті Води > Нікополь > Дніпропетровська область > Новомосковський район > Павлоград > Вільногірськ.

Оцінка генетичного здоров'я населення. Порівняльна оцінка показників, що характеризують генетичне здоров'я населення на досліджуваній території приведена в табл. 3, аналіз якої вказує на те, що стан генетичного здоров'я змінюється від «критичного» у м. Жовті Води, «загрозливого» у м. Павлоград, «конфліктного», як і в середньому по області, у мм. Нікополь і Вільногірськ, і «насторожуючого» на території контролю.

За показником вроджені аномалії розвитку, у містах Нікополі, Вільногірську і Новомосковському районі відмічено «насторожуючу», як і в середньому в області, ситуацію. На території м. Жовті Води виявлено «небезпечну», а в м. Павлограді − «загрозливу» ситуацію, яка в 3 і 2,2 рази гірша ніж у середньому по області відповідно.

За показником новоутворення у дорослих відмічена «небезпечна» ситуація в м. Жовті Води та Вільногірську, «загрозлива» − у м. Павлограді, «насторожуюча» − у м. Нікополі та на території Новомосковського району. У середньому по області ситуація за цією ознакою оцінена як «критична». Що стосується показника новоутворення у дітей, то у містах Нікополі та Павлограді відмічена така ж, як і у області «конфліктна» ситуація. На території м. Жовті Води вона «загрозлива», а в м. Вільногірську і Новомосковському районі − «насторожуюча». За показником смертність дітей у віці до 1 року у містах Жовті Води, Павлограді, Новомосковському районі ситуація «конфліктна», така ж як і в середньому по області. У містах Вільногірську і Нікополі вона «насторожуюча».

Таблиця 3

ПОРІВНЯЛЬНА ОЦІНКА ПОКАЗНИКІВ ГЕНЕТИЧНОГО ЗДОРОВ'Я НАСЕЛЕННЯ НА ТЕРИТОРІЇ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОЇ ОБЛАСТІ, СЕРЕДНЄ ЗА 1999-2003 РР.

Показники	Місто					
	Нікополь	Жовті Води	Вільногірськ	Павлоград	Новомосковський р-н	Дніпропетровська обл.
ВАР	0,291± 0,02	0,769± 0,07	0,187± 0,04	0,565± 0,12	0,212± 0,02	0,249± 0,01
Новоутворення у дорослих	0,255± 0,02	0,767± 0,03	0,767± 0,07	0,590± 0,14	0,220± 0,01	0,643± 0,02
Новоутворення у дітей	0,441± 0,04	0,511± 0,05	0,214± 0,03	0,405± 0,02	0,276± 0,03	0,319± 0,01
Смертність дітей у віці до 1 року	0,266± 0,04	0,390± 0,08	0,164± 0,03	0,352± 0,02	0,339± 0,05	0,340± 0,02
$ІУПУ_{генет}$	0,313± 0,01	0,609± 0,03	0,333± 0,02	0,478± 0,08	0,262± 0,01	0,388± 0,01
Стан	конф.	загр.-крит.	конф.	конф.-загр.	наст.	конф.

Таким чином, стан генетичного здоров'я оцінений як «критичний» на території м. Жовті Води, «загрозливий» – м. Павлоград, «конфліктний» – містах Нікополі, Вільногірську і в області. Найкраща – «насторожуюча» ситуація спостерігається на території Новомосковського району. Слід відмітити, що на території м. Жовті Води спостерігається значне перевищення середньообласних показників, а на території Новомосковського району ці показники нижчі, або близькі до середньообласних. За результатами проведеного аналізу генетичного здоров'я населення досліджувані міста, у порядку покращення ситуації можна розташувати наступним чином: Жовті Води > Павлоград > Дніпропетровська область > Вільногірськ > Нікополь > Новомосковський район.

Аналіз стану здоров'я дітей. Порівняльна оцінка показників дитячої захворюваності на території досліджуваних міст представлена в табл. 4. Аналіз даних вказує на можливість виділити міста з «конфліктним» і «загрозливим» станом здоров'я дітей. А саме, у першому випадку, це м. Вільногірськ, Новомосковський район і Дніпропетровська область, у другому – територія міст Нікополь, Жовті Води та Павлограду. За показником загальної захворюваності найкраща – «загрозлива» ситуація спостерігається на території Новомосковського району, найгірша – «небезпечна» ситуація в містах Жовті Води та Павлограді, на інших територіях вона «критична».

Найгірша ситуація спостерігається за показником хвороби органів дихання. У містах Жовті Води, Вільногірську і Павлограді виявлена «небезпечна» ситуація за цим показником, на інших досліджуваних територіях вона «критична». Що стосується хвороб системи кровообігу, то за цим показником ситуація оцінена як «конфліктна» у всіх містах, за виключенням м. Павлограда, де ситуація «сприятлива».

Таблиця 4

ПОРІВНЯЛЬНА ОЦІНКА ПОКАЗНИКІВ ЗАХВОРЮВАНОСТІ ДІТЕЙ, ЯКІ МЕШКАЮТЬ У ГІРНИЧОПРОМИСЛОВИХ МІСТАХ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОЇ ОБЛАСТІ, 1999-2003 РР.

Показники захворюваності	Місто					
	Нікополь	Жовті Води	Вільногірськ	Павлоград	Новомосковський р-н	Дніпропетровська обл.
Захворювань усього	0,686	0,823	0,667	0,801	0,551	0,607
Інфекційні та паразитарні хвороби	0,219	0,561	0,478	0,262	0,189	0,223
Новоутворення	0,441	0,511	0,214	0,405	0,276	0,319
Хвороби крові та кровотворних органів	0,531	0,284	0,397	0,201	0,229	0,279
Хвороби ендокринної системи	0,381	0,259	0,265	0,608	0,139	0,257
Психічні розлади	0,790	0,606	0,763	0,382	0,156	0,428
Хвороби нервової системи й органів чуття	0,642	0,371	0,096	0,515	0,392	0,384
Хвороби системи кровообігу	0,395	0,431	0,422	0,150	0,424	0,409
Хвороби органів дихання	0,699	0,861	0,815	0,836	0,634	0,662
Хвороби органів травлення	0,419	0,478	0,519	0,455	0,310	0,417
Хвороби шкіри та підшкірної клітковини	0,533	0,179	0,225	0,751	0,362	0,450
Хвороби кістково-м'язової системи	0,262	0,440	0,156	0,327	0,336	0,330
Хвороби сечостатевої системи	0,517	0,507	0,243	0,513	0,355	0,482
Вроджені аномалії розвитку	0,291	0,769	0,187	0,565	0,212	0,249

Продовження таблиці 4

Показники захворюваності	Місто					
	Нікополь	Жовті Води	Вільногірськ	Павлоград	Новомосковський р-н	Дніпропетровська обл.
ІУПУ$_{дит}$	0,486± 0,02	0,506± 0,05	0,389± 0,03	0,484± 0,01	0,326± 0,07	0,392± 0,01
Стан здоров'я	загр.	загр.	конф.	загр.	наст.-конф.	конф.

За поширеністю вроджених аномалій розвитку в м. Жовті Води визначена «небезпечна» ситуація, у три рази гірша, і м. Павлоград – «загрозлива», приблизно в два рази гірша ніж у середньому по області. У всіх інших містах за цим показником ситуація «насторожуюча». За показником хвороби органів травлення «конфліктна» ситуація спостерігається в м. Нікополі, Новомосковському районі й області, «загрозлива» у містах Жовті Води, Вільногірську і Павлограді. За показником хвороби кістково-м'язової системи у містах Нікополі і Вільногірську виявлена «насторожуюча» ситуація, а в інших містах вона «конфліктна». Що стосується хвороб сечостатевої системи, то за цим показником у м. Вільногірську виявлена «насторожуюча» ситуація, у Новомосковському районі – «конфліктна», а в інших містах вона «загрозлива».

За поширеністю інфекційних і паразитарних хвороб на території міст Жовті Води та Вільногірськ виявлена «загрозлива» ситуація, у всіх інших містах вона «насторожуюча».

За поширеністю новоутворень, на території м. Жовті Води спостерігається «загрозлива» ситуація, у 1,6 раз гірша в порівнянні з середньообласним значенням. На території м. Вільногірськ і Новомосковського району ситуація за цією ознакою «насторожуюча», в інших містах вона «конфліктна».

За показником хвороби крові та кровотворних органів у м. Нікополі відмічена «загрозлива», а у Вільногірську – «конфліктна» ситуація, в інших містах ситуація «насторожуюча».

За показником психічні розлади, найгірша – «небезпечна» – ситуація спостерігається у містах Нікополь і Вільногірськ і «критична» у м. Жовті Води, найкраща – «насторожуюча» – у Новомосковському районі, в інших містах вона «конфліктна». За поширеністю хвороб ендокринної системи у м. Павлограді спостерігається «критична» ситуація, причому у два рази гірша, ніж у середньому в області. На території Новомосковського району відмічена «сприятлива» ситуація – у два рази краща, ніж у області, у м. Нікополі вона «конфліктна», а в інших досліджуваних містах вона «насторожуюча». Що стосується хвороб нервової системи й органів чуття, то за цим показником у м. Нікополі – «критична», у м. Павлоград – «загрозлива», у Вільногірськ «сприятлива» ситуація, в інших містах відмічено «конфліктну» ситуацію. За показником хвороби шкіри та підшкірної клітковини, у м. Павлоград спостерігається

«небезпечна» ситуація, у містах Жовті Води та Вільногірськ вона «насторожуюча», у м. Нікополь – «загрозлива» і на території Новомосковського району та Дніпропетровської області – «конфліктна».

Таким чином, стан здоров'я дітей на досліджуваній території оцінено як «конфліктний» у м. Вільногірськ, Новомосковському районі та Дніпропетровській області і «загрозливий» у містах Жовті Води, Нікополь і Павлоград.

До пріоритетних хвороб, притаманних усім досліджуваним містам можна віднести хвороби органів дихання. За цим показником на досліджуваній території виявлена «критична» і «небезпечна» ситуація. Що стосується класу хвороб – психічні розлади, то він є пріоритетним у м. Нікополі, Вільногірську і Жовті Води. У м. Нікополі пріоритетними є хвороби нервової системи й органів чуття та психічні розлади. У м. Жовті Води – вроджені аномалії розвитку та психічні розлади. У м. Вільногірську – психічні розлади. У м. Павлограді – хвороби шкіри та підшкірної клітковини й ендокринної системи. У Новомосковському районі та Дніпропетровській області до пріоритетних можна віднести тільки хвороби органів дихання.

Досліджувані міста за станом здоров'я дітей, в порядку покращення ситуації можна ранжувати наступним чином: Жовті Води > Нікополь > Павлоград > Дніпропетровська область > Вільногірськ > Новомосковський район.

Аналіз здоров'я дорослого населення. Результати порівняльної оцінки показників захворюваності дорослого населення на території промислових центрів Дніпропетровської області приведені в табл. 5. Аналіз даних таблиці виявив «насторожуючий» стан здоров'я дорослого населення в Новомосковському районі, у містах Жовті Води та Павлограді – «загрозливий» і в інших містах – «конфліктний». За показником «загальної захворюваності» у містах Павлограді, Жовті Води й у області ситуація – «критична», у Вільногірську – «загрозлива», а в м. Нікополі і Новомосковському районі – «конфліктна».

За показником вроджені аномалії розвитку у області, Новомосковському районі, містах Нікополі і Вільногірську ситуація оцінена як «насторожуюча», у містах Павлограді і Жовті Води ситуація «конфліктна» і «небезпечна» відповідно, причому в Павлограді відмічено погіршення ситуації у два рази, а в м. Жовті Води в чотири рази в порівнянні з середньообласними значеннями.

За показником хвороби органів дихання в більшості досліджуваних міст відмічається «загрозлива» ситуація, а саме у містах Жовті Води, Павлоград, Вільногірськ і в Дніпропетровській області, на території Новомосковського району ситуація «насторожуюча», а в м. Нікополі – «конфліктна». Що стосується показника хвороби системи кровообігу, то за цим показником у містах Нікополі і Вільногірську ситуація «конфліктна», у Павлограді «критична», а в інших досліджуваних містах – «загрозлива». За класом хвороб психічні розлади практично на всіх досліджуваних територіях відмічається «конфліктна» ситуація, за виключенням м. Павлограда, де вона «загрозлива» і м. Жовті Води – «насторожуюча».

Таблиця 5

ІНТЕГРАЛЬНА ОЦІНКА СТАНУ ЗДОРОВ'Я ДОРОСЛИХ, ЯКІ МЕШКАЮТЬ НА ДОСЛІДЖУВАНІЙ ТЕРИТОРІЇ, ІУПУ СЕРЕДНІ ЗА 1999-2003 РР.

Показники захворюваності	Місто					
	Нікополь	Жовті Води	Вільногірськ	Павлоград	Новомосковський р-н	Дніпропетровська обл.
Захворювань усього	0,381	0,621	0,491	0,734	0,322	0,615
Інфекційні та паразитарні хвороби	0,434	0,511	0,607	0,562	0,362	0,474
Новоутворення	0,255	0,767	0,767	0,590	0,220	0,643
Хвороби крові та кровотворних органів	0,346	0,597	0,583	0,516	0,258	0,432
Хвороби ендокринної системи	0,247	0,866	0,499	0,363	0,124	0,313
Психічні розлади	0,380	0,158	0,342	0,521	0,435	0,373
Хвороби нервової системи й органів чуття	0,374	0,296	0,109	0,196	0,280	0,458
Хвороби системи кровообігу	0,406	0,559	0,305	0,627	0,527	0,538
Хвороби органів дихання	0,404	0,484	0,565	0,539	0,268	0,533
Хвороби органів травлення	0,322	0,669	0,452	0,640	0,255	0,564
Хвороби шкіри та підшкірної клітковини	0,134	0,161	0,216	0,522	0,118	0,388
Хвороби кістково-м'язової системи	0,256	0,410	0,130	0,479	0,117	0,381
Хвороби сечостатевої системи	0,051	0,800	0,336	0,474	0,137	0,510
Вродженні аномалії розвитку	0,232	0,832	0,250	0,442	0,199	0,227
ІУПУ зд. дорасл.	0,302± 0,02	0,552± 0,03	0,404± 0,03	0,515± 0,03	0,259± 0,01	0,461± 0,02
Стан здоров'я	наст.-конф.	загр.	конф.	загр.	наст.	конф.-загр.

За показником хвороби крові та кровотворних органів на території міст Жовті Води, Вільногірськ, Павлоград ситуація «загрозлива», у Новомосковському районі – «насторожуюча», у м. Нікополі і області – «конфліктна». Що стосується класу інфекційних і паразитарних хвороб, то за ним у області та містах Павлограді і Жовті Води ситуація «загрозлива», у м. Вільногірську – «критична», а в Новомосковському районі та м. Нікополі – «конфліктна». За поширеністю новоутворень у Дніпропетровській області виявлена «критична» ситуація, близька до неї, «небезпечна» ситуація, спостерігається на території міст Жовті Води та Вільногірськ, а у Павлограді – «загрозлива» ситуація.

На території Новомосковського району та м. Нікополі виявлена «насторожуюча» ситуація, краща ніж у області приблизно в три рази. На території м. Павлограда і Новомосковського району за поширеністю хвороб кістково-м'язової системи ситуація оцінена як «сприятлива», у м. Нікополі – «насторожуюча», у Павлограді – «загрозлива» і у м. Жовті Води така ж, як і в області – «конфліктна» ситуація.

Що стосується хвороб ендокринної системи, то за цим показником, у м. Павлограді спостерігається така ж як і в області «конфліктна» ситуація. У м. Жовті Води спостерігається «небезпечна» ситуація, гірша ніж у два рази в порівнянні з середньообласними показником. У Новомосковському районі виявлена «сприятлива» за цим показником ситуація, краща у два рази в порівнянні з середньообласним значенням. На території м. Нікополя ситуація «насторожуюча», а в м. Павлограді – «конфліктна».

За показником хвороби нервової системи й органів чуття у містах Жовті Води, Павлограді і Новомосковському районі ситуація «насторожуюча», у Вільногірську – «сприятлива», Нікополі – «конфліктна» і «загрозлива» у середньому в області. За поширеністю хвороб органів травлення в містах Жовті Води і Павлограді виявлена «критична» ситуація, у Вільногірську та області – «загрозлива», у м. Нікополі – «конфліктна» ситуація, а на території Новомосковського району «насторожуюча».

За показником хвороби сечостатевої найгірша – «небезпечна» – ситуація спостерігається у м. Жовті Води. У м. Павлограді спостерігається, така ж як і у області, «загрозлива» ситуація, у м. Вільногірську вона «конфліктна», а на території Новомосковського району та м. Нікополі – «сприятлива». За поширеністю хвороб шкіри та підшкірної клітковини у містах Жовті Води та Вільногірську виявлена «насторожуюча» ситуація, у м. Нікополі і Новомосковському районі – «сприятлива», у м. Павлограді – «загрозлива» і в середньому в області – «конфліктна».

Таким чином, на території міст Нікополь і Вільногірськ виявлено «конфліктний» стан здоров'я дорослого населення, на території Новомосковського району він «насторожуючий», у містах Жовті Води, Павлограді і в Дніпропетровській області – «загрозливий». За проаналізованими класами хвороб найкраща ситуація спостерігається на контрольній території Новомосковського району. На території м. Жовті Води спостерігається найгірша ситуація. До пріоритетних хвороб у Дніпропетровській області можна віднести поширеність новоутворень. У місті Жовті Води пріоритетними хворобами можна вважати наступні класи: хвороби ендокринної системи, сечостатевої системи, новоутворення, вроджені аномалії розвитку, хвороби органів травлення та хвороби крові та кровотворних органів. Для м. Павлограда пріоритетними хворобами є хвороби системи кровообігу й органів травлення, для м. Вільногірська – новоутворення й інфе-

кційні та паразитарні хвороби. На території Новомосковського району та м. Нікополі до пріоритетних не віднесено жодного класу хвороб.

За результатами проведеного аналізу, міста можна ранжувати наступним чином: Жовті Води > Павлоград > Дніпропетровська область > Вільногірськ > Нікополь > Новомосковський район.

Порівняльний аналіз стану здоров'я населення. Результати аналізу показників природного руху населення (табл. 6) свідчать про «середній» рівень ушкодженості біосистем у більшості гірничопромислових центрів Дніпропетровської області, який є близьким до середньообласного рівня. У м. Вільногірську спостерігається найменший – «нижче за середній» – рівень ушкодженості біосистем, а у м. Жовті Води «вище за середній», що вказує на «загрозливий» стан демографічних процесів у цих містах.

Аналіз показників, що характеризують генетичне здоров'я, вказує на те, що на досліджуваній території Дніпропетровської області інтегральний середнообласний показник генетичного здоров'я має «середній» рівень ушкодження та «конфліктний» стан. Найгірша ситуація спостерігається у м. Жовті Води. Серед усіх показників, що характеризують генетичне здоров'я найбільші рівні ушкодженості виявлені за поширенням вроджених аномалій розвитку у дітей та новоутворення у дорослих, які мешкають у містах Жовті Води та Вільногірську.

Аналіз результатів оцінки стану здоров'я дітей і дорослого населення, а також генетичного та популяційного здоров'я на досліджуваній території, вказує на «конфліктний» стан здоров'я населення у містах Нікополь, Вільногірськ і на території Дніпропетровської області.

На території міст Жовті Води та Павлограда виявлено «загрозливий», а на території Новомосковсько району «насторожуючий» стан популяційного здоров'я населення. Найгірша ситуація спостерігається в м. Жовті Води, найкраща на території Новомосковського району. На території міста Павлограда за всіма досліджуваними параметрами ситуація оцінюється як «загрозлива», а у м. Вільногірську «конфліктна» ситуація. На території міста Нікополь за станом генетичного здоров'я та здоров'я дітей спостерігається «конфліктна» ситуація, а стан здоров'я дорослого населення оцінено як «загрозливий».

Що стосується Новомосковського району, то стан здоров'я дітей оцінено як «конфліктний», а доросле та генетичне здоров'я має «насторожуючий» стан. Найгірша ситуація спостерігається в м. Жовті Води, за показником здоров'я дітей і дорослих і оцінена як «загрозлива», а за генетичним здоров'ям вона «критична». У середньому в Дніпропетровській області спостерігається «конфліктна» ситуація за показником генетичне здоров'я та здоров'я дітей, за станом здоров'я дорослого населення ситуація «загрозлива». Найкраща ситуація майже за всіма показниками спостерігається на території Новомосковського району, а найгірша в м. Жовті Води. У містах Нікополі і Вільногірську практично всі показники, нижче ніж у середньому в Дніпропетровській області, у містах Жовті Води та Павлограді спостерігається перевищення всіх середньообласних показників.

Таблиця 6

ПОРІВНЯЛЬНА ОЦІНКА ПОКАЗНИКІВ СТАНУ ЗДОРОВ'Я НАСЕЛЕННЯ ДОСЛІДЖУВАНИХ МІСТ ДНІПРОПЕТРОВСЬКОЇ ОБЛАСТІ, ІУПУ СЕРЕДНІ ЗА 1999-2003 РР.

Показники	Досліджувані території					
	Нікополь	Жовті Води	Вільногірськ	Павлоград	Новомосковський р-н	Дніпропетровська обл.
$ІУПУ_{демогр.}$	0,442	0,495	0,295	0,352	0,389	0,437
$ІУПУ_{генет.}$	0,313	0,609	0,333	0,478	0,262	0,388
$ІУПУ_{дітей}$	0,486	0,506	0,389	0,484	0,326	0,392
$ІУПУ_{доросл.}$	0,302	0,552	0,404	0,515	0,259	0,461
$ІУПУ_{популя.}$	0,379	0,551	0,377	0,492	0,287	0,412

Таким чином, на контрольній території стан здоров'я населення за інтегральним показником, знаходиться в кращому стані ніж у Дніпропетровській області. У всіх інших досліджуваних гірничопромислових містах, ці показники перевищують середньообласні показники. Найгірший стан здоров'я населення з оцінкою «загрозливий» , виявлено на території видобутку та збагачення уранових руд (м. Жовті Води). Аналогічну оцінку стану здоров'я населення отримала територія з розвитком вуглевидобувної промисловості – м. Павлоград. Дещо кращий стан здоров'я з оцінкою – «конфліктний» виявлено на території переробки марганцевих руд у м. Нікополі та видобутку поліметалічних руд – м. Вільногірську.

В результаті аналізу інтегральних показників, що характеризують здоров'я населення, виділити території з «загрозливим» станом здоров'я – містах Жовті Води, Павлограді та «конфліктним» – містах Нікополі, Вільногірську. На контрольній території спостерігається «насторожуючий» стан здоров'я населення.

Список літератури

1. Національна доповідь про стан техногенної та природної безпеки в Україні у 2006 р. – К.: Чорнобильінтерінформ, 2007. – 236 с.

2. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні у 2004 р. – К.: Вид-во Раєвського, 2006. – 227 с.

3. Сердюк А. М. Навколишнє середовище і здоров'я населення / А. М. Сердюк // Довкілля та здоров'я. – 1998. – №4(7). – С. 2-6.

4. Навколишнє середовище і здоров'я населення / О. В. Бердник, Л. В. Сєрих, В.А. Зайковська [та ін.] // Гигиена населенных мест. – 2001. – №38. – С. 408-418.

5. Савчук Л. Я. Екологічні аспекти захворювання / Л. Я. Савчук // Екологічний моніторинг. – 2007. – №12. – С. 23-24.

6. Экологический паспорт Днепропетровской области [Електронний ресурс] /под ред. О.О. Молчанова. – Д.: Державне управління охорони навколишнього природного середовища в Дніпропетровській області, 2006. – 84 с.

Режим доступа к документу: http://www.menr.gov.ua/cgi-bin/go?node=Ekol%20pass.

7. Горова А. І. Методологічні аспекти оцінки генетичних наслідків техногенезу /А.І. Горова // Екологія та природокористування: зб. наук. праць. – Д.: Інститут проблем природокористування та екології НАН України, 2001. – №3. – С. 143-152.

8. Показники стану здоров'я населення Дніпропетровської області в 1999-2000 рр.: статистичний довідник. – Д.: Обласний центр мед. статистики УОЗ ОДА Дніпропетровської області, 2001. – 193 с.

УДК 622.831

© И.А. Ковалевская, В.Г. Черватюк,
Г.А. Симанович

ВЛИЯНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА НА ПЕРЕМЕЩЕНИЯ РАМНОЙ КРЕПИ В ЗОНЕ ПРОХОДА ЛЮДЕЙ

Наведено результати обчислювальних експериментів з дослідження закономірностей горизонтальних переміщень контура рамного кріплення залежно від механічних параметрів вуглевміщуючого породного масиву й глибини розташування виробки.

Приведены результаты вычислительных экспериментов по исследованию закономерностей горизонтальных перемещений контура рамной крепи в зависимости от механических параметров углевмещающего породного массива и глубины расположения выработки.

Results of computing experiments on research of laws horizontal movings of a contour frame support depending on mechanical parametres consist of coal a breeds massif and depth an arrangement of working are resulted.

По изложенной в работе [1] методике компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния (НДС) вокруг пластовой подготовительной выработки с учетом предельного и запредельного состояния боковых пород был проведен комплекс исследований по установлению закономерностей горизонтальных перемещений рамной крепи в зависимости от свойств пород и глубины расположения выработки.

Выявление тенденций развития сближения боков выработки чрезвычайно важно по ряду причин:

– перемещения U_i^x боков выработки уменьшают ее проходное сечение для движения воздушной струи;

– чрезмерное сближение боков выработки нарушает безопасные расстояния при движении транспортных средств (зазоры между стойками рамной крепи и транспортными средствами, зазоры между ними в двухпутевых выработках);

– существует вероятность невыполнения правил безопасности по минимально допустимой ширине прохода людей;

– изгиб стоек рамной крепи (повсеместно наблюдаемый на шахтах Западного Донбасса) резко снижает ее несущую способность, что нередко приводит к потери

устойчивости выработки в целом.

Определенный интерес представляют горизонтальные перемещения U_4^x, U_5^x, U_{13}^x и U_{14}^x в зоне прохода людей (рис. 1).

Выявлено, что независимо от механических характеристик близлежащих породных слоев углевмещающей толщи проявляются достаточно стабильные закономерности горизонтальных перемещений различных участков боков выработки:

– в зоне прохода людей перемещения со стороны падения пласта выше, чем со стороны восстания: $\frac{U_4^x}{U_{14}^x} = 1{,}04...1{,}16$; $\frac{U_5^x}{U_{15}^x} = 1{,}38...1{,}47$;

– разница между перемещениями U_5^x и U_4^x изменяется в весьма ограниченном интервале от – 4,2 до 6,8%, что с достаточным основанием позволяет исследовать закономерности связи с геомеханическими параметрами системы только перемещений U_5^x.

Таким образом, на данном этапе проведен детальный анализ закономерностей влияния геомеханических параметров системы «массив-крепь» на сближение боков выработки для ограниченного числа точек: U_4^x, U_5^x – зона прохода людей со стороны падения пласта.

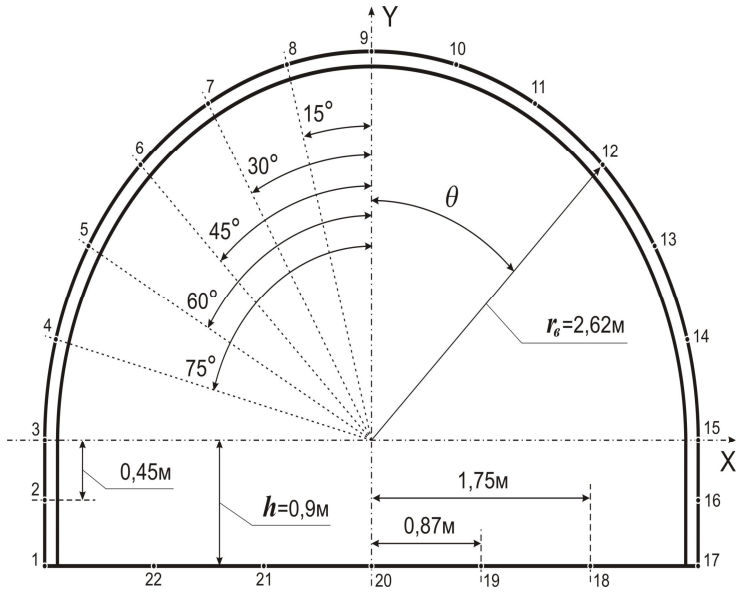


Рис. 1. Схема расположения замерных точек по контуру выработки

На рис. 2 приведены зависимости развития горизонтальных перемещений $U_{4,5}^{x}$ в зоне прохода людей с ростом глубины разработки. На графиках четко прослеживается разная степень влияния на величину $U_{4,5}^{x}$ модулей деформации E_1^K, E_2^K и E_1^{Π} близлежащих породных слоев углевмещающей толщи: в исследуемом диапазоне ($E_i^{K,\Pi} = (0{,}3...1)\cdot 10^4$ МПа) перемещение изменяется до 2,01 раза – (E_1^K), до 23,9% – (E_2^K) и до 15,2% – (E_1^{Π}); совместное их воздействие достигает до 2,86 раз.

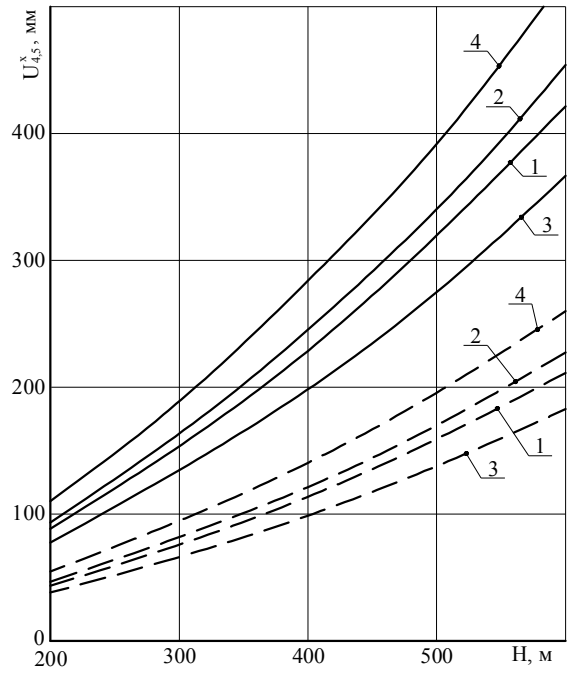


Рис. 2. Горизонтальные перемещения $U_{4,5}^{x}$, боков выработки в зоне прохода людей в зависимости от глубины разработки H при:

——— $E_1^K = 0{,}3\cdot 10^4$ МПа; – – – – – $E_1^K = 1\cdot 10^4$ МПа;

1 – $E_2^K = E_1^{\Pi} = 0{,}3\cdot 10^4$ МПа; 2 – $E_2^K = E_1^{\Pi} = 1\cdot 10^4$ МПа;

3 – $E_2^K = 0{,}3\cdot 10^4$ МПа, $E_1^{\Pi} = 1\cdot 10^4$ МПа;

4 – $E_2^K = 1\cdot 10^4$ МПа, $E_1^{\Pi} = 0{,}3\cdot 10^4$ МПа

В отличие от вертикальных перемещений свода выработки [2] зависимость $U^x_{4,5}$ имеет ряд особенностей:

– горизонтальные перемещения $U^x_{4,5}$ составляют 37,5…47,6% от вертикальных смещений замка свода U^y_9 [2] и превышают нормативный [3-5] показатель на – 35%;

– рост модуля деформации E^K_2 второго породного слоя кровли не ограничивает перемещения $U^x_{4,5}$ (как это наблюдается для U^y_9), а напротив, интенсифицирует их; это явление объясняется тем, что под воздействием горного давления более жесткий второй слой кровли действует как штамп в боках выработки (зона опорного давления), выдавливая породу в полость выработки;

– заметное влияние начинает оказывать модуль деформации $E^П_1$ первого породного слоя почвы, с ростом которого перемещения $U^x_{4,5}$ снижаются; это обусловлено тем, что более жесткая почва создает некое подобие опоры для ограничения развития зон запредельного состояния в боках выработки, где увеличивающаяся в объеме разрыхленная порода стремится переместиться в полость выработки.

Прочностные характеристики близлежащих породных слоев ($\sigma^K_{сж_1}$, $\sigma^K_{сж_2}$ и $\sigma^П_{сж_1}$) оказывают еще большее воздействие на развитие горизонтальных перемещений $U^x_{4,5}$ в зоне прохода людей (рис. 3). Наиболее зависима (до 6,08 раз в диапазоне $\sigma^K_{сж_1} = 5...20$ МПа) величина перемещений $U^x_{4,5}$ от сопротивления сжатию пород первого слоя кровли $\sigma^K_{сж_1}$, в котором и размещены бока выработки. Это объясняется высокой подвижностью разупрочненных пород, которые, перемещаясь под воздействием опорного давления в боках выработки, создают высокую боковую нагрузку на стойки рамной крепи. Если первый породной слой почвы более устойчив, то он ограничивает развитие перемещений не только в почве, но и боках выработки за счет снижения размеров областей запредельного состояния в зоне опорного давления. В диапазоне $\sigma^П_{сж} = 5...20$ МПа влияние первого породного слоя почвы сказывается до 41,3%. В то же время, второй породный слой кровли оказывает противоположное влияние (по аналогии с E^K_2): с увеличением степени его целостности (рост $\sigma^K_{сж_2}$) возрастает эффект действия штампа на разупрочненный первый породный слой кровли и под воздействием опорного давления боковые перемещения $U^x_{4,5}$ в зоне прохода людей возрастают до 32,3%.

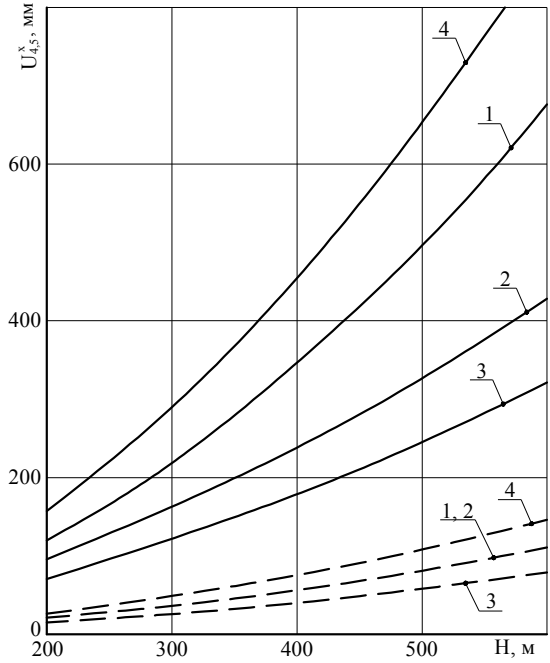


Рис. 3. Горизонтальные перемещения $U^x_{4,5}$ боков выработки в зоне прохода людей в зависимости от глубины разработки H при:

——— $\sigma^K_{сж_1} = 5$ МПа; - - - - - $\sigma^K_{сж_1} = 20$ МПа;

1 – $\sigma^K_{сж_2} = \sigma^П_{сж_1} = 5$ МПа; 2 – $\sigma^K_{сж_2} = \sigma^П_{сж_1} = 20$ МПа;

3 – $\sigma^K_{сж_2} = 5$ МПа, $\sigma^П_{сж_1} = 20$ МПа;

4 – $\sigma^K_{сж_2} = 20$ МПа, $\sigma^П_{сж_1} = 5$ МПа

Механические характеристики запредельного состояния влияют на развитие горизонтальных перемещений $U^x_{4,5}$ в зоне прохода людей с разной интенсивностью для каждого из близлежащих породных слоев углевмещающей толщи. В диапазоне $\frac{(\sigma^{K,П}_{сж_i})^0}{\sigma^{K,П}_{сж_i}} = 0{,}1...0{,}2$ и $\frac{M^{K,П}_i}{E^{K,П}_i} = 0{,}5...3$ эти характеристики второго слоя кровли и первого слоя почвы изменяют величину $U^x_{4,5}$ всего до 8,5% и их колебания можно

не учитывать при прогнозе перемещений $U^x_{4,5}$. В то же время, характеристики запредельного состояния первого породного слоя кровли оказывают существенное влияние на изменение $U^x_{4,5}$: $\frac{(\sigma^K_{сж_1})^0}{\sigma^K_{сж_1}}$ – до 53,6%, $\frac{M^K_1}{E^K_1}$ – до 74,2% (рис. 4), что объясняется примыканием именно первого породного слоя кровли к зоне прохода людей.

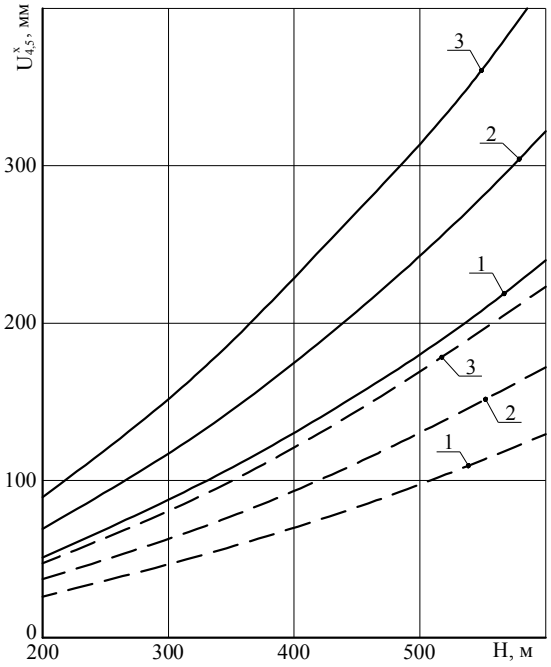


Рис. 4. Горизонтальные перемещения $U^x_{4,5}$ боков выработки в зоне прохода людей в зависимости от глубины разработки H при:

$$\text{———}\ \frac{\left(\sigma^K_{сж_1}\right)^0}{\sigma^K_{сж_1}} = 0{,}1\,;\ \text{– – – – –}\ \frac{\left(\sigma^K_{сж_1}\right)^0}{\sigma^K_{сж_1}} = 0{,}2\,;$$

$$1 - \frac{M^K_1}{E^K_1} = 0{,}5\,;\ 2 - \frac{M^K_1}{E^K_1} = 1{,}3\,;\ 3 - \frac{M^K_1}{E^K_1} = 3$$

Таким образом, установлено, что решающее воздействие на развитие боковых перемещений $U_{4,5}^{x}$ в зоне прохода людей оказывают такие механические характеристики близлежащих породных слоев углевмещающей толщи: $\sigma_{сж_1}^{K}$, $\sigma_{сж_2}^{K}$, $\sigma_{сж_1}^{П}$, E_1^K, E_2^K, $E_1^П$, $\frac{(\sigma_{сж_1}^{K})^0}{\sigma_{сж_1}^{K}}$ и $\frac{M_1^K}{E_1^K}$. Указанные характеристики необходимо учитывать при прогнозе боковых перемещений рамной крепи в зоне прохода людей на высоте 1,8 м от почвы выработки.

Список литературы

1. Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Мамайкин А.Р. Обоснование исходных положений вычислительных экспериментов по исследованию перемещений контура пластовой выработки // Матер. междунар. конф. «Форум гірників-2008». – С. 102-107.

2. Исследование влияния геомеханических параметров углевмещающего породного мас сива на смещения кровли подготовительной выработки /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. // Матер. междунар. конф. «Форум гірників-2008». – С. 54-59.

3. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи. – М.: Стройиздат, 1983. – 273 с.

4. Руководство по поддержанию горных выработок на шахтах Западного Донбасса. – Спб.: ВНИМИ, 1992. – 51 с.

5. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания. – Киев: УкрНИМИ, 1998. – 149 с.

© Б.В. Бокий

РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСНОЙ СИСТЕМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАНА ИЗ ПОДРАБАТЫВАЕМОГО УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА И ИССЛЕДОВАНИЕ ЕЁ ЭФФЕКТИВНОСТИ

На підставі дослідження процесу руйнування порід та вимірювання тиску газу у масиві при видобуванні вугілля розроблено комплексну систему витягання шахтного метану. Визначені показники дії системи у різних гірничо-геологічних умовах пластів l_1 та m_3.

На основании исследования процесса разрушения пород и измерения давления газа в массиве при добыче угля разработана комплексная система извлечения шахтного метана. Определены показатели работы системы в различных горно-геологических условиях пластов l_1 и m_3.

Based on research of the process of rock destruction and measurement of gas pressure in mass during coal production, complex system of methane extraction is developed. System operation parameters in different mining and geological conditions of l_1 and m_3 seams are defined.

В соответствии с действующим стандартом [1] при столбовых системах разработки и возвратноточном проветривании скважины бурят из вентиляционных выработок навстречу очистному забою и отключают от дегазационной системы по мере его приближения к устьям. Параметры бурения подбирают так, чтобы они пересекали наиболее мощные угольные пласты, залегающие в кровле на расстоянии от 15 до 30 мощностей вынимаемого пласта. Рекомендуется бурить скважины длиной более 100 м, чтобы впереди забоя одновременно работали не менее трех скважин (рис. 1). Опыт применения такой схемы показывает, что эффективность дегазации кровли не превышает 30%. В условиях шахты им. А.Ф. Засядько, когда при добыче 3000т/сут на выемочном участке выделяется до 100м^3/мин метана, остающиеся 70 м^3/мин не могут быть разбавлены воздухом до безопасного содержания.

Повышение эффективности дегазации требует существенного увеличения количества одновременно работающих скважин.

Исследования процесса разрушения пород, подработанных очистным забоем, и

изменений давления газа в массиве при выемке угля (рис. 2) позволили сделать выводы, послужившие основой для конструирования схемы и определения параметров дегазационных скважин.

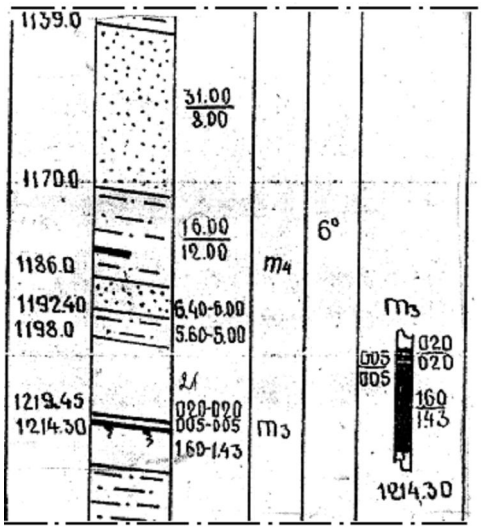


Рис. 1. Состав пород, окружающих пласт m_3

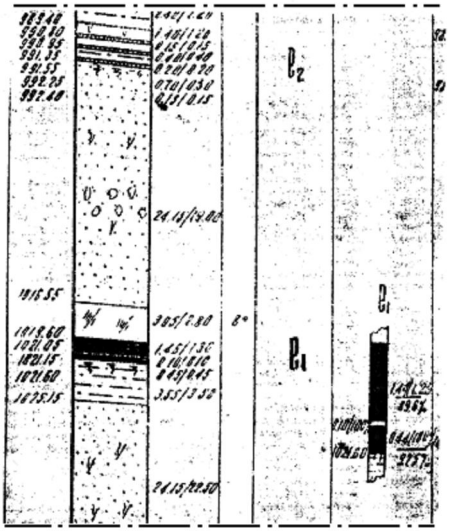


Рис. 2. Состав пород, окружающих пласт l_1

1. Деформация пород впереди движущегося забоя лавы достаточно велика, чтобы разрушить скважины, пробуренные навстречу его движению.

2. Между выработанным пространством действующей лавы и отработанной смежной лавы нет плоскости, ограничивающей угол полного сдвижения пород кровли, то есть, нет четкой границы между этими пространствами, так как выемка угля вызывает повторное смещение пород над вынутым ранее пластом.

3. Часть метана, выделяющегося в процессе разгрузки угольных пластов в кровле от горного давления, перетекает в смежное выработанное пространство отработанной лавы и из него поступает в исходящую вентиляционную струю действующего выемочного участка.

Эти выводы позволили увеличить количество действующих скважин и, следовательно, эффективность дегазации за счет следующих мер:

– бурение над действующей лавой дополнительно у буримым навстречу забою «крутых» скважин параллельно очистному забою и оставление их соединенными с газопроводом после подработки устьев;

– бурение дополнительных скважин из вентиляционной выработки на пути перетекания газа между выработанными пространствами.

Такие скважины могут располагаться над вентиляционной выработкой, вдоль ее оси и над «старым» выработанным пространством (табл. 1).

Таблица 1

ПАРАМЕТРЫ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН

Параметры	17-я восточная лава, m_3				12-я западная лава, l_1			
	пологие	крутые	осевые	стар. лава	пологие	крутые	осевые	стар. лава
Наклон к горизонту	35	50	40	40	30	60	30	30
Разворот оси штрека, град.	20	75	0	-40	30	90	0	30
Длина скважины, м	120	120	120	120	150	60	150	90
Конечный диаметр, мм	132	132	132	132	132	132	132	132
Глубина обсадки, м	15	15	15	15	15	15	15	15
Интервал между скважинами, м	20	40	40	20	20	40	40	20

Оценка эффективности предложенных схем, расположения и параметров скважин была выполнена путем определения фактической метанодобываемости скважин методом наблюдений за режимом их работы в различных горно-геологических условиях.

Эффективность скважин определялась для каждой группы (пологие, крутые, осевые и над старой лавой) и общая всех скважин по величине отношения

$$k_{дег.кр} = \frac{\sum_{1}^{n} I_{скв.i}}{I_{кр}}, \qquad (1)$$

где $I_{скв.i}$ – дебит данной скважины, м^3/мин;

n – количество одновременно работающих скважин;

$I_{кр}$ – общий дебит метана, выделяющегося из кровли во время наблюдений, м^3/мин

$$I_{скв.i} = 0{,}01 \cdot C_i \cdot Q_{ci},$$

где Q_{ci} – расход газовой смеси, каптированной данной скважиной, м^3/мин;

C_i – содержание метана в газовой смеси, %.

Расход газа определяли по скорости его, измеряемой переносным прибором LU-GA и площади поперечного сечения измерительной трубы, установленной на

устье каждой скважины. Измерительная труба диаметром 0,1 м и длиной 2,0 м служит для стабилизации поля скоростей в ее поперечном сечении.

Содержание метана измеряли переносным метанометром EX-Meter с диапазоном измерения 0-100%

$$I_{кр} = I_{уч} \cdot d_{кр}, \tag{2}$$

где $I_{уч}$ – общий средний дебит на выемочном участке, м^3/мин;

$d_{кр}$ – доля метановыделения из кровли, определяемая методом прогноза газообильности [2]

$$I_{уч} = I_{исх} + I_{дег} + I_{го}, \tag{3}$$

где $I_{исх}$ – дебит метана в исходящей вентиляционной струе участка, м^3/мин;

$I_{дег}$ – общий дебит метана, каптированного скважинами, м^3/мин;

$I_{го}$ – дебит метана, отводимого дегазационной системой из выработанного пространства, м^3/мин

$$I_{исх} = 0.01 \cdot Q_{max} \cdot C_{исх}, \tag{4}$$

где $Q_{исх}$ – расход воздуха в исходящей струе участка, м^3/мин;

$C_{исх}$ – среднее содержание метана в исходящей струе участка, %.

Расход воздуха измеряли анемометрами АПР-1 в течение смены с интервалом 30 мин. Содержание метана определяли как среднее, измеренное за время наблюдений аппаратурой автоматического контроля метана (АКМ). Достоверность измерений периодически контролировали переносным метанометром EX-Meter с диапазоном измерений 0-5%.

$I_{дег}$ и $I_{го}$ – определяли по результатам измерений подачи вакуум-насосов и содержания метана в каптированном газе, выполняемых средствами автоматического контроля режима работы насосов.

Все измерения расходов газовой смеси приводили к одинаковым условиям: давление – 760 мм рт. ст., температура – 0° С

$$Q_{с.н} = 0.36 \cdot Q_{и} \frac{P_{и}}{273 + t_{и}}, \tag{5}$$

где $Q_{и}$ – расход газа в условиях измерения, м^3/мин;

$P_{и}$, $t_{и}$ – давление и температура газа при измерениях.

Давление газа в трубах определяли по формуле:

$$P_u = P_a \pm \Delta P_m, \tag{6}$$

где P_a – атмосферное давление в выработке или на земной поверхности, измеряемое барометром, мм рт. ст.;

ΔP_m – разность давлений в трубе и окружающей атмосфере, измеренная двухтрубным манометром с ртутным заполнением, мм рт. ст.

В лавах, разрабатывающих пласт m_3, не было доступа к скважинам, работающим позади очистного забоя. В этом случае определяли общую эффективность дегазации кровли

$$k_{дег.кр} = \frac{I_{дег}}{I_{кр}}, \tag{7}$$

$I_{дег}$ – дебит метана, извлекаемого вакуум-насосами из скважин данной лавы.

Долю вклада каждой группы скважин в общий эффект определяли по результатам измерений дебитов до подработки их очистным забоем

$$d_{скв.i} = \frac{\sum_{1}^{n_i} I_{скв.i}}{I_{скв.об}}, \tag{8}$$

где n_i – количество скважин *i*–ой группы;

$I_{скв.i}$ – дебит скважины i-ой группы, м^3/мин;

$I_{скв.об}$ – общий дебит всех скважин, действующих впереди очистного забоя, м^3/мин.

Долю скважин, работающих впереди и позади очистного забоя, в общей эффективности дегазации кровли определяли по отношениям:

$$d_{скв.в.з.} = \frac{I_{скв.в.з.}}{I_{кр}}; \qquad d_{скв.п.з.} = \frac{I_{дег} - I_{скв.в.з.}}{I_{кр}} \tag{9}$$

Зависимости дебита каждой скважины, принадлежащей к одной и той же группе, от времени существенно различны. Общие зависимости для данной группы скважин получены путем осреднения дебитов.

1. Для каждой скважины строили график зависимости дебита метана от расстояния между ее устьем и очистным забоем.

2. Исключали из расчетов дебиты менее 0,1 м^3/мин в связи с недостоверностью измерения таких величин.

3. Вычисляли общий объем метана, извлеченного данной скважиной, как площадь под кривой дебита, используя один из методов приближенного вычисления интеграла.

4. Находили средний дебит данной скважины, как отношение общего объема извлеченного метана к продолжительности ее работы.

5. Исключали из дальнейшего анализа скважины со средним дебитом менее 0,3 м^3/мин, считая такие скважины браком. Зондирование таких скважин показало, что низкая эффективность вызвана либо разрушением каналов скважин, либо некачественной герметизацией устьев.

6. Объединяли данные по скважинам, относящимся к данной группе. При этом скважины были разделены на пять групп:

– пологие, пробуренные в кровле действующей («новой») лавы;

– крутые, пробуренные там же, но с большими углами подъема;

– осевые, пробуренные в кровле над вентиляционным штреком;

– пологие, пробуренные с разворотом в сторону «старой» лавы.

7. Располагали значения дебита скважин каждого типа в порядке возрастания расстояния между их устьями и очистным забоем.

8. Округляли расстояния с точностью до единицы и определяли среднее с интервалом 5 м.

9. Осредняли дебиты скважин, отнесенные к одному и тому же расстоянию до забоя с сохранением числа осреднения (k) на данном интервале расстояния.

10. Строили график среднего дебита скважин в зависимости от расстояния до очистного забоя.

11. Рассчитывали средний дебит для всех скважин по формуле:

$$J_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^{n} k_i J_{cp.i}}{\sum_{i=1}^{n} k_i}, \qquad (10)$$

где k_i – число осреднения на i-том интервале расстояния до лавы;

n – количество таких участков (длиной 5 метров);

$J_{cp.i}$ – средний дебит скважин на i-том интервале.

Анализ эффективности скважин выполнен по результатам измерений в 11-й западной лаве пл. l_1 и 17-й восточной лаве пл. m_3.

Выбор лав обусловлен необходимостью получения результатов в существенно отличающихся условиях работы скважин и наличием полных данных о режимах дегазации за длительный период времени.

Основной отличительной особенностью этих лав является различие в составе пород кровли (рис. 1 и 2)

Лава длиной 280 м, разрабатывала пласт m_3 (табл. 2) со средней скоростью подвигания очистного забоя 130 м/мес.

Таблица 2

ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛАСТА m_3

Показатели	Величины
Вынимаемая мощность пласта, м	1,6
Общая мощность угольных пачек, м	1,54
Природная метаноносность угля, $м^3$/т с.б.м.	21,0
Выход летучих, %	35
Средняя зольность угля, %	10
Средняя влажность угля, %	1,5

Сравнение дебитов метана, каптируемого скважинами до и после обрушения основной кровли, выявило их некоторые особенности.

Дебит скважины, пробуренной над «старой» лавой в зоне первичного обрушения кровли, до подработки ее устья очистным забоем, изменяется по мере его приближения подобно дебиту скважин, действующих после обрушения кровли (рис. 3).

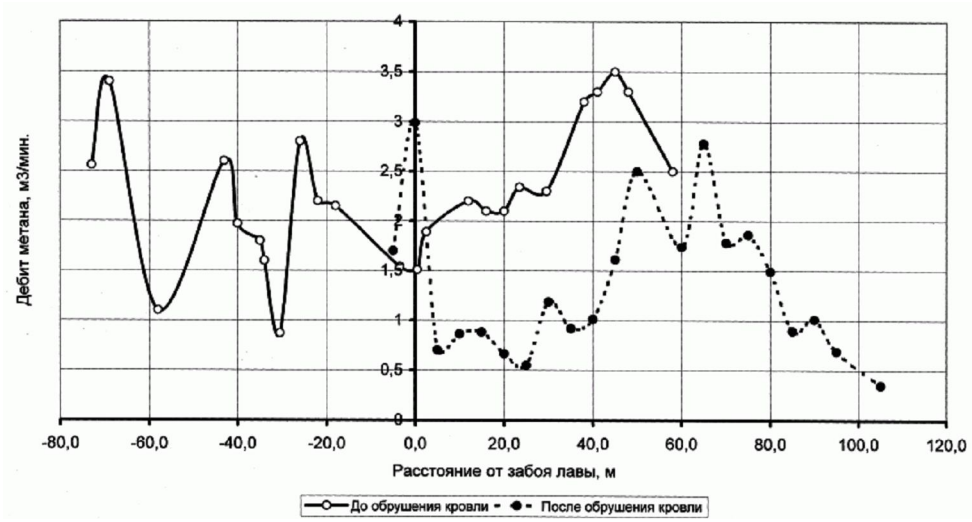


Рис. 3. Средние дебиты метана в скважинах, пробуренных над «старой» лавой до обрушения пород кровли и после обрушения

Дегазирующее влияние скважин начинает проявляться на расстоянии более 100 м впереди очистного забоя. Дебит их постепенно увеличивается, достигая максимума на расстоянии 60-20 м. Можно полагать, что на таком расстоянии максимальны повторные смещения пород кровли над выработанным пространством отработанной лавы. Дебит скважины, устье которой находилось на расстоянии 180 м от монтажного

ходка, после подработки был нестабильным. При среднем уровне около 2 м^3/мин он изменялся от одного до трех кубометров в минуту с интервалом между максимумами 20-25 м. По-видимому, до обрушения основной кровли породы деформируются с образованием трещин, открывающих доступ метана к скважине. Зондирование этих скважин на расстоянии 37 и 30 м впереди забоя показало, что они не разрушены.

Дебит скважин, пробуренных над вентиляционным штреком (осевые) в зоне не обрушившейся основной кровли и после её обрушения, существенно различен (рис. 4).

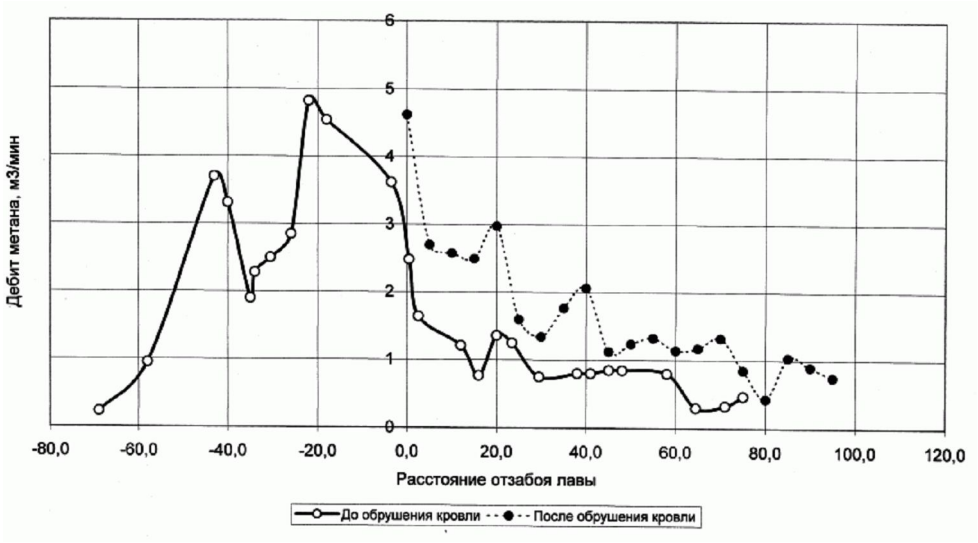


Рис. 4. Средние дебиты метана в скважинах, пробуренных над вентиляционным штреком

Дебит первых до подработки их устьев находился в диапазоне 0,5-0,7 м^3/мин и быстро увеличивался до 3,5-4,5 м^3/мин при подходе очистного забоя на 5-10 м. После обрушения основной кровли дебит подобных скважин, начиная с 80 м от очистного забоя постепенно увеличивался, достигая максимума в створе устья с забоем лавы. Такое различие объясняется, видимо, отсутствием перетекания метана из действующей лавы в выработанное пространство отработанной до обрушения кровли.

За очистным забоем дебит изменяется в широких пределах, уменьшаясь с отходом очистного забоя. Интересно, что и в этих скважинах интервал между максимумами дебита равнялся 20 м. Зондирование скважин показало, что на расстоянии 30-40 м впереди очистного забоя они не разрушены.

Все пологие скважины, пробуренные над действующей лавой, как вблизи монтажного ходка, так и вне зоны первичного обрушения кровли, были разрушены на глубине 15-21 м, то есть практически на конце обсадной трубы, когда их устья находились на расстоянии 10-40 м от забоя лавы. Следовательно, деформации пород кровли могут опережать очистной забой на 40 м.

Разрушением скважин, по-видимому, объясняется подобием изменения дебита скважин с приближением очистного забоя к их устьям (рис. 5).

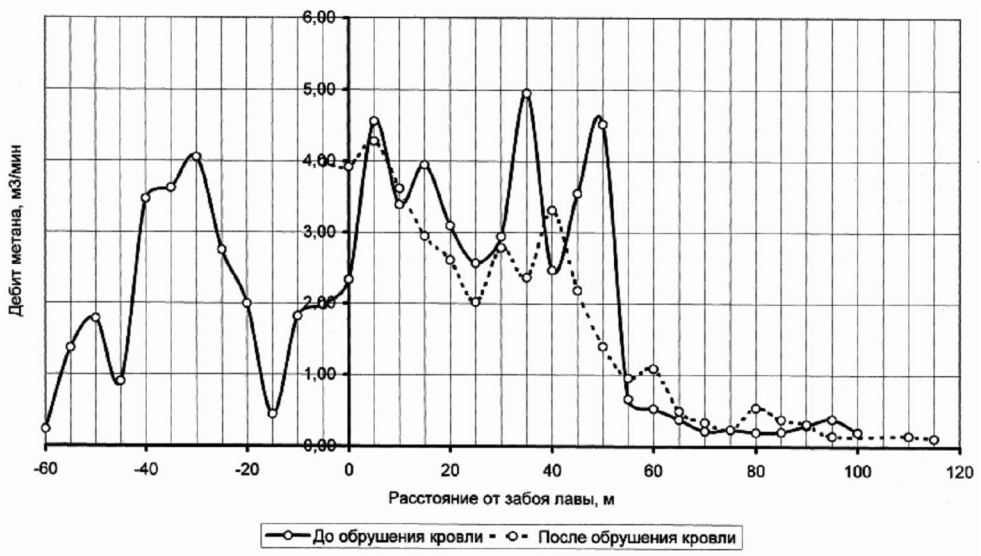


Рис. 5. Средние дебиты пологих скважин над действующей лавой

С расстояния 55 м он быстро увеличивается до 3,3-4,5 м^3/мин. После полной подработки скважин дебит их снижается до 0,5 м^3/мин, но с отходом забоя на 20-40 м вновь увеличивается до 4 м^3/мин. Подобные увеличения дебита наблюдаются в скважинах всех типов. Это позволяет полагать, что обрушения кровли происходят с интервалом 20-30 м.

Для определения эффективности скважин выбраны результаты наблюдений за режимом их работы в течение восьми суток, характерных стабильностью общего дебита метана на участке и большим количеством скважин со средним дебитом более 0,3 м3/мин. В течение этого времени впереди очистного забоя действовали 13 скважин (табл. 3). Количество скважин, сохранившихся за очистным забоем, неизвестно. Их дебит определен как разность между общим дебитом метана, каптированного скважинами, измеренным в вакуум-насосной станции и суммарным дебитом скважин, действующих впереди забоя (табл. 4).

Из табл. 3 видно, что до подработки наиболее эффективны пологие скважины, пробуренные навстречу очистному забою. Средний дебит шести таких скважин равен 18,8 м3/мин при среднем содержании метана 70,1%. Средний дебит метана, каптированного одной скважиной – 3,1 м3/мин. В скважинах, пробуренных над вентиляционным штреком (осевые) и над «старой» лавой он в два раза меньше. Крутые скважины до подработки не сообщаются с зоной пород кровли, разгруженной от горного давления, поэтому метан начинает поступать в них при расстоянии 5-10 м от очистного забоя.

Таблица 3

СРЕДНИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ КОНТРОЛЯ
РЕЖИМА РАБОТЫ СКВАЖИН ДО ПОДРАБОТКИ

Дата	Осевые $n = 3$ скваж.			Над старой лавой $n = 2$ скваж.			Пологие $n = 6$ скваж.		
	расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %
18.02.05	9,9	5,0	50,5	5,9	4,5	76,9	29,4	19,9	67,7
19.02.05	12,2	5,5	45,1	4,7	4,8	102,6	31,3	23,1	73,8
20.02.05	7,1	3,4	47,9	5,0	2,9	57,0	31,0	23,8	76,8
21.02.05	5,6	3,0	53,6	6,4	2,5	39,1	25,2	20,5	81,3
22.02.05	6,6	3,1	47,0	5,6	2,3	40,7	26,8	20,7	77,2
23.02.05	8.2	2,5	30,5	6,1	1,9	31,1	31,2	17,7	56,7
24.02.05	14,6	7,6	52,1	6,0	3,3	55,2	20,1	12,4	61,7
25.02.05	14,7	7,8	53,1	5,9	3,7	62,7	19,5	12,1	62,1
Среднее	9,9	4,7	47,5	5,7	3,2	56,1	26,8	18,8	70,1

Продолжение таблицы 3

Крутые $n = 2$ скваж.			Всего		
расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %
			45,2	29,4	65,1
			48,2	33,4	69,3
			43,1	30,1	69,7
			37,2	26,0	69,9
			39,0	26,1	66,9
1,0	0,1	13,0	46,5	22,2	47,8
2,1	0,2	8,0	42,8	23,5	54,8
4,9	1,1	22,4	45,0	24,7	54,9
2,7	0,5	14,5	45,1	27,2	60,2

Таблица 4

ОБЩАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ СКВАЖИН

Дата	Добыча, т/сут	Дебит метана, м3/мин					Эффективность, %		
		Общий на участке	из кровли	в скважинах					
				всего	впереди	позади	общая	впереди	позади
18.02.05	2379	83,7	67,0	49,0	29,4	19,6	73,2	44,0	29,2
19.02.05	4102	99,0	79,2	44,2	33,4	10,8	55,8	42,2	13,6
20.02.05	2994	99,0	79,2	50,0	30,1	20,0	63,1	37,9	25,2
21.02.05	2648	89,3	71,4	35,8	26,0	9,8	50,1	36,4	13,7
22.02.05	2145	83,2	66,5	36,0	26,1	9,9	54,1	39,2	14,9
23.02.05	2603	88,4	70,7	28,5	22,2	6,3	40,3	31,4	8,9
24.02.05	3122	73,6	58,9	35,0	23,5	11,5	59,4	39,9	19,6
25.02.05	2826	78,4	62,7	36,5	24,7	11,8	58,2	39,4	18,8
Среднее	2852	86,8	69,4	39,4	27,2	12,2	56,7	39,1	17,6

Общая средняя эффективность дегазации кровли составила 56,7%. Это в 1,9 раза больше нормативной [2]. При этом до подработки лавой скважины каптируют от 30,1 до 41,3%. Средняя эффективность традиционных пологих скважин, пробуренных навстречу очистному забою, равнялась 27,1%. Дополнительный эффект 11,4% обеспечивается скважинами, пробуренными над «старой» лавой и над вентиляционным штреком (табл. 5).

Таблица 5

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРУПП СКВАЖИН ДО ПОДРАБОТКИ

Дата	Дебит метана из кровли, $м^3$/мин	Дебит метана в скважинах,				Эффективность скважин, %			
		осевые	над старой лавой	пологие	крутые	осевые	над старой лавой	пологие	крутые
18.02.05	67,0	5	4,54	19,90		7,5	6,8	29,7	
19.02.05	79,2	5,5	4,82	23,10		6,9	6,1	29,2	
20.02.05	79,2	3,4	2,85	23,80		4,3	3,6	30,1	
21.02.05	71,4	3	2,5	20,50		4,2	3,5	28,7	
22.02.05	66,5	3,1	2,28	20,70		4,7	3,4	31,1	
23.02.05	70,7	2,5	1,9	17,70	0,1	3,5	2,7	25,0	0,2
24.02.05	58,9	7,6	3,31	12,40	0,2	12,9	5,6	21,1	0,3
25.02.05	62,7	7,8	3,7	12,10	1,1	12,4	5,9	19,3	1,8
Среднее	69,4	4,7	3,2	18,80	0,5	6,8	4,6	27,1	0,7

После подработки скважин какая-то часть их продолжает функционировать. Общий дебит метана, извлекаемого скважинами за очистным забоем, равен 12,2 м^3/мин (17,6% метана, выделяющегося из кровли) при среднем содержании в газовой смеси 33,5% (табл. 6).

Таблица 6

СРЕДНИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ СКВАЖИН

Показатели	Величины
Общий расход каптированной газовой смеси, м^3/мин	81,5
Общий дебит каптированного метана, м^3/мин	39,4
Среднее содержание метана, %	48,3
Средний расход газовой смеси, каптированной скважинами, м^3/мин:	
до подработки	45,1
после подработки	36,4
Средний дебит метана (м^3/мин), каптированного:	
до подработки	27,2
после подработки	12,2
Среднее содержание метана, %:	
до подработки	60,3
после подработки	33,5

Результаты наблюдений показали, что оставление скважин соединенными с газопроводом после подработки их очистным забоем вполне оправдано даже при слабых породах кровли. Они увеличивают дебит извлекаемого метана на 31%. При этом общее содержание метана в газовой смеси, каптированной на выемочном участке, достаточно для использования её в генераторных установках путем прямого сжигания.

Лава длиной 250 м, разрабатывала пласт l_1 со средней скоростью подвигания забоя 110 м/мес. (табл. 7).

Наблюдения за работой скважин производили в течение трех месяцев впереди и позади очистного забоя от момента присоединения их к газопроводу до установки заглушек.

Осредненные результаты измерений дебитов метана показали, что в скважинах, пробуренных над «старой» лавой и над вентиляционным штреком (осевые) дебиты изменяются в зависимости от расстояния до очистного забоя подобным образом (рис. 6).

По мере приближения забоя к устьям скважин дебит их постепенно увеличивается, достигая 1,0-2,0 м^3/мин на расстоянии 20-30 м от забоя. При подработке устьев и отходе забоя на 50 м дебит остается постоянным на среднем уровне 0,5 м^3/мин, затем резко увеличивается до 3,0-3,5 м^3/мин при отходе забоя на 85 м. Можно полагать, что в это время происходят повторные смещения пород кровли над выработанным пространством «старой» лавы. При этом увеличивается проницаемость пород,

расширяется зона дренирования метана к скважинам. Интересно, что в дальнейшем дебит метана в скважинах, расположенных над штреком, уменьшается значительно быстрее, чем в скважинах над выработанным пространством. Следовательно, источники метана расположены в кровле «старой» лавы. Подвижки пород происходят неравномерно, поэтому приток метана к скважинам периодически увеличивается с интервалом 10-15 м.

Таблица 7

ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛАСТА m_3

Показатели	Величины
Вынимаемая мощность пласта, м	1,8
Общая мощность угольных пачек, м	1,64
Природная метаноносность угля, м3 /т с.б.м.	21
Выход летучих, %	31,5
Средняя зольность угля, %	15,4
Средняя влажность угля, %	1,8

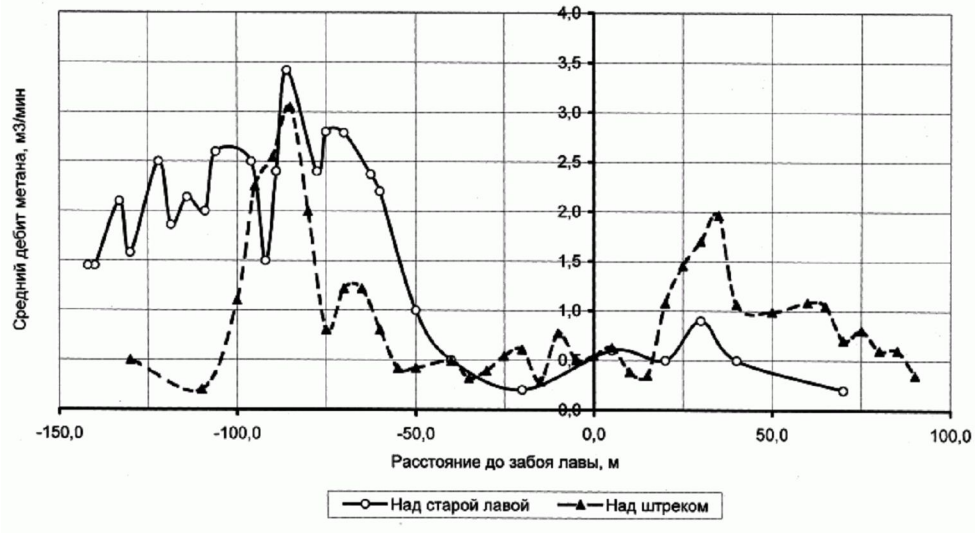


Рис. 6. Средние дебиты скважин, пробуренных над старой лавой (7 скв) и над штреком (10 скв)

Дебиты в пологих и крутых скважинах оказались близкими, несмотря на существенное различие в пространственном расположении (рис. 7.)

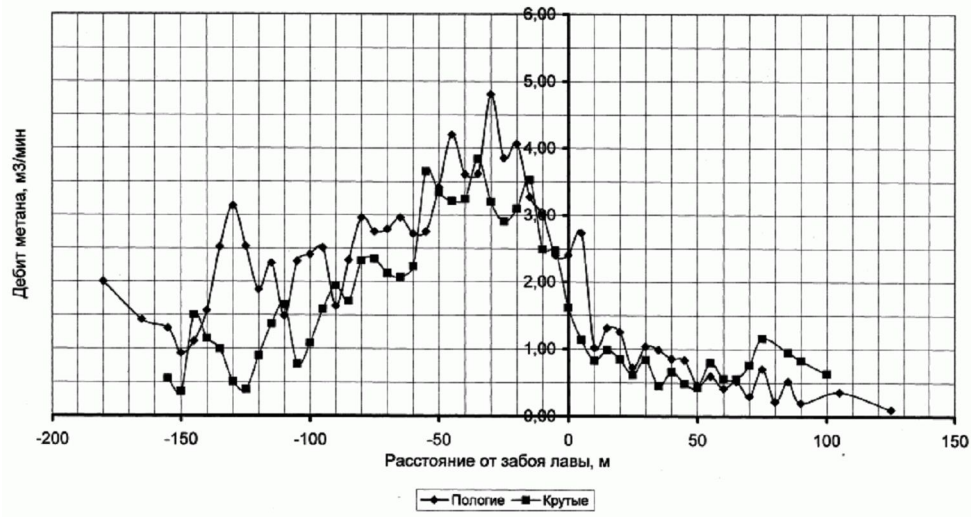


Рис. 7. Средние дебиты пологих и крутых скважин, пробуренных над действующей лавой

Существенно они отличаются только на расстоянии более 50 м за очистным забоем, когда дебит крутых скважин уменьшается быстрее, чем пологих.

Обе группы скважин начинали работать на расстоянии 100-120 м впереди забоя и по мере его сокращения дебиты их увеличивались практически одинаково, хотя в это время забой пологой скважины находился на расстоянии 40 м позади очистного забоя, а крутой – на расстоянии 35 м впереди него.

Крутые скважины до подработки не связаны с породами, разгруженными от горного давления. В это время в них поступает свободный метан, содержащийся в пересекаемом мощном слое песчаника. Рост дебита с приближением забоя свидетельствует об увеличении трещиноватости и проницаемости пород впереди забоя. Подобие дебитов крутых и пологих скважин до подработки их устьев позволяет предположить, что с приближением очистного забоя часть пологих скважин разрушается, поэтому они, как и крутые, до подработки не связаны с породами, разгруженными от горного давления. Это предположение проверили зондированием скважин на длине до 40 м. При этом фиксировали максимальную длину, на которую проходил зонд диаметром 8 мм и содержание метана в скважине (табл. 8).

Таблица 8

РЕЗУЛЬТАТЫ ЗОНДИРОВАНИЯ СКВАЖИН

№ пикета	Пологие на новую лаву		Крутые		Осевые		На старую лаву	
	длина, м	содержание метана, %	длина, м	содержание метана, %	длина, м	содержание метана, %	длина, м	содержание метана, %
123	21,0	37-100	15,0	100	28	100	28	100
127	16,8	12-100	17,5	100	28	100	28	94
129	15,4	18-44	-	-	-	-		
135		-	14,7	100		-	-	-
139	-	-	-	-	12,6	66	25	90
143	11,2	5-100	8,4	28	-	-	-	
Среднее	16,1	18-86	13.9	82	20,9	87	27	95

* Минимальное содержание метана зафиксировано в устье скважины. Максимальное – на глубине сохранившейся части скважины.

Результаты зондирования показали, что как пологие, так и крутые скважины разрушаются на уровне концов обсадных труб, поэтому режимы их работы близки. Учитывая, что обе группы скважин эффективно работают за очистным забоем, можно уменьшить длину пологих до 100 м.

Детальный анализ эффективности различных групп скважин выполнен по результатам наблюдений в течение 10 суток, когда действовали все скважины и общий дебит метана на участке был стабильным (изменения его не превышали 13%). В течение этого времени на участке функционировали 15 скважин (табл. 9).

Средние дебиты пологих и крутых скважин оказались близкими, но содержание метана в газе, каптированном крутыми скважинами, было в 2,4 раза больше.

Средний дебит и содержание метана в скважинах, пробуренных над «старым» выработанным пространством больше, чем пробуренных над штреком соответственно в 1,4 и 2,0 раза. Это подтверждает мнение о том, что источник метана, поступающего в эти скважины, находится в кровле «старой» лавы.

При общей эффективности дегазации кровли 44,6% до подработки скважин она составляла только 16,2%. Основной эффект обеспечивается скважинами за очистным забоем (табл. 10).

Таблица 9

СРЕДНИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ КОНТРОЛЯ РЕЖИМА РАБОТЫ СКВАЖИН В 11-Й ЗАПАДНОЙ ЛАВЕ

Дата	Осевые $n = 4$ скв.			На старую лаву $n = 3$ скв.			Пологие $n = 6$ скв.		
	расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %
06.12.04	24,4	2,7	11,1	12,0	3,0	25,0	24,4	7,1	29,0
07.12.04	28,0	2,6	9,3	13,1	3,2	24,5	24,2	6,7	27,7
09.12.04	32,4	2,4	7,4	10,7	2,5	23,1	44,3	7,4	16,6
10.12.04	10,8	2,1	19,4	11,6	2,7	23,2	50,9	10,1	19,9
11.12.04	16,4	2,9	17,7	10,8	2,3	21,6	55,1	10,7	19,4
12.12.04	13,9	2,1	15,1	12,5	3,6	28,7	64,2	15,9	24,8
13.12.04	14,9	1,9	12,8	11,8	3,1	26,3	52,5	12,7	24,1
14.12.04	16,3	1,7	10,4	10,2	2,6	25,9	58,9	17,9	30,4
15.12.04	9,1	1,5	16,6	10,8	2,9	26,4	37,2	9,3	25,0
17.12.04	9,0	2,0	22,1	15,5	4,1	26,5	60,7	19,2	31,6
Среднее	17,5	2,2	12,6	11,9	3,0	25,0	47,2	11,7	24,7

Продолжение таблицы 9

Крутые $n = 2$ скв.			Всего		
расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %
25,0	13,0	52,0	85,8	25,8	30,0
28,3	13,6	48,2	93,6	26,2	27,9
34,1	15,3	44,9	121,5	27,6	22,7
47,9	21,2	44,2	121,2	36,1	29,7
33,5	16,7	49,7	115,8	32,6	28,1
35,8	21,1	59,0	126,5	42,8	33,8
35,0	17,0	48,6	114,1	34,7	30,4
34,4	13,3	38,8	119,8	35,6	29,7
29,8	11,4	38,3	86,8	25,0	28,9
32,6	12,1	37,1	117,9	37,4	31,7
26,7	15,5	58,1	103,3	32,4	31,4

Таблица 10

ЭФФЕКТИВНОСТЬ СКВАЖИН В 11-Й ЗАПАДНОЙ ЛАВЕ ПЛ. l_1

Дата	Дебит метана, м^3/мин					Эффективность скважин, %		
	общий на участке	из кровли	в скважинах			общая	впереди	позади
			всего	впереди	позади			
06.12.04	79,0	63,2	25,8	7,1	18,7	40,8	11,2	29,6
07.12.04	84,8	67,8	26,2	8,1	18,1	38,6	11,9	26,7
09.12.04	79,5	63,6	27,6	7,6	20,0	43,4	11,9	31,5
10.12.04	86,7	69,4	36,1	8,6	27,5	52,0	12,4	39,6
11.12.04	85,0	68,0	32,6	8,9	23,7	47,9	13,1	34,8
12.12.04	101,0	80,8	42,8	14,2	28,6	52,9	17,6	35,4
13.12.04	100,5	80,4	34,7	11,0	23,6	43,1	13,7	29,4
14.12.04	97,6	78,1	35,6	13,4	22,2	45,6	17,2	28,4
15.12.04	96,0	76,8	25,0	18,0	7,1	32,6	23,4	9,2
17.12.04	98,8	79,0	37,4	21,0	16,4	47,3	26,5	20,8
Среднее	90,9	72,7	32,4	11,8	20,6	44,6	16,2	28,3

Содержание метана в обоих случаях было, примерно, одинаковым (табл. 11).

Сравнение дебитов метана, извлеченного различными группами скважин, показало (табл. 12), что 83,8% общего дебита каптируемого метана извлечено скважинами, пробуренными над действующей лавой. Скважинами, расположенными над штреком и «старой» лавой за все время их работы, впереди и позади очистного забоя извлечено только 16,2% общего дебита. На пласте l_1 доля подобных скважин составила 29%. В обеих лавах применялась комбинированная схема проветривания с отводом газа во фланговую выработку. Существенное различие в эффективности скважин объясняется различием в аэродинамическом сопротивлении выработанных пространств.

Кровля пласта m^3 представлена слабыми, хорошо уплотняющимися породами, препятствующими оттоку метана на верхние горизонты.

На пласте l_1 в кровле залегает мощный слой крепкого песчаника, значительная часть метана мигрировала из кровли во фланговую выработку, уменьшая дебит метана в зоне влияния дегазационных скважин. Среднее содержание метана, каптированного этими скважинами, равнялось 18,7%. Оценивать экономическую целесообразность бурения скважин над «старой» лавой и над вентиляционным штреком, так как извлекаемый ими газ не может быть использован в качестве горючего без предварительного увеличения содержания метана.

Таблица 11

РЕЖИМЫ РАБОТЫ СКВАЖИН ДО И ПОСЛЕ ПОДРАБОТКИ ИХ УСТЬЕВ ОЧИСТНЫМ ЗАБОЕМ

Общие данные за период контроля			До подработки скважин			После подработки скважин		
расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %	расход смеси, $м^3$/мин	дебит метана, $м^3$/мин	содержание метана, %
85,8	25,8	30,0	39,6	7,1	17,9	46,2	18,7	40,5
93,6	26,2	27,9	43,7	8,1	18,4	49,9	18,1	36,3
121,5	27,6	22,7	72,9	7,6	10,4	48,7	20,0	41,1
121,2	36,1	29,7	44,0	8,6	19,5	77,2	27,5	35,6
115,8	32,6	28,1	48,2	8,9	18,5	67,6	23,7	35,0
126,5	42,8	33,8	50,0	14,2	28,4	76,5	28,6	37,4
114,1	34,7	30,4	40,7	11,0	27,1	73,4	23,6	32,2
119,8	35,6	29,7	39,9	13,4	33,6	80,0	22,2	27,7
86,8	25,0	28,9	46,9	18,0	38,3	39,9	7,1	17,7
117,9	37,4	31,7	67,9	21,0	30,9	50,0	16,4	32,9
110,3	32,4	31,4	49,4	11,8	30,9	60,9	20,6	33,8

Выводы

1. Разработанная комплексная система извлечения метана повышение общей эффективности дегазации кровли в 1,5-1,9 раза больше предписываемой для этих условий действующим нормативом [1].

2. Оставление скважин соединенными с газопроводом после подработки их очистным забоем обеспечило увеличение эффективности дегазации при слабых породах кровли на 17,6%, при крепких – на 28,3%.

3. Бурение дополнительных скважин над вентиляционным штреком и над смежной отработанной лавой увеличило эффективность дегазации кровли, представленной слабыми породами, на 11%. При крепких породах и схеме проветривания с отводом газа на фланговую выработку эффективность таких скважин и содержание метана в каптированном газе малы, поэтому применение их в подобных условиях требует экономического обоснования.

4. Скважины, пробуренные из вентиляционных штреков навстречу очистному забою, разрушаются с опережением его до 40 м как при крепких, так и при слабых породах кровли. Неповрежденными сохраняются только обсадные трубы. Скважины, пробуренные над вентиляционным штреком и над смежной лавой, сохраняются на длине более 40 м.

5. При применении способа дегазации кровли направленными скважинами, пробуренными из горных выработок или с земной поверхности, следует учитывать, что над очистным забоем они будут разрушаться с опережением до 40 м.
6. Движение очистного забоя сопровождается увеличением притока метана в скважины, пробуренные навстречу, на расстоянии 40-60 м и в скважины над штреком на расстоянии 20-30 м.

Таблица 12

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРУПП СКВАЖИН

Средний дебит метана в скважинах, $м^3$/мин					Доля в общем дебите скважин, %			
Всего	над вент. штреком (осевые)	над старой лавой	над действующей лавой		над вент. штреком (осевые)	над старой лавой	над действующей лавой	
			пологие	крутые			пологие	крутые
25,8	2,7	3,0	7,1	13,0	10,6	11,6	27,4	50,5
26,2	2,6	3,2	6,7	13,6	10,0	12,3	25,6	52,1
27,6	2,3	2,5	7,4	15,3	8,3	9,0	26,7	55,6
36,1	2,1	2,7	10,1	21,2	6,0	7,5	28,0	58,7
32,6	2,9	2,3	10,7	16,7	8,8	7,2	32,8	51,1
42,8	2,1	3,6	15,9	21,1	4,9	8,4	37,3	49,4
34,7	1,9	3,1	12,7	17,0	5,4	8,9	36,5	49,0
35,6	1,7	2,6	17,9	13,3	4,9	7,4	50,3	37,5
25,0	1,5	2,9	9,3	11,4	5,9	11,4	37,1	45,5
37,4	2,0	4,1	19,2	12,1	5,3	11,0	51,3	32,4
32,4	2,2	3,0	11,7	15,5	6,9	9,2	36,0	47,8

Список литературы

1. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. СОУ 10.1.00174088.001-2004, Макеевка. МакНИИ, 2005 г.
2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев: «Основа», 1994.

УДК 622.014.2

© В.И. Бондаренко, В.В. Русских,
А.Н. Зубко, С.А. Зубко

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ «SINGLEBLAST» В УСЛОВИЯХ ЗАО «ЗАПОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ»

Розглянуто досвід застосування програмного забезпечення «SingleBlast» для проектування очисних робіт в умовах ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат».

Рассмотрен опыт применения программного обеспечения «SingleBlast» для проектирования очистных работ в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат».

The results of the application of the software «SingleBlast» for designing second working at the Joint-Stock Company «Zaporozhskiy Iron-Ore Enterprise» have been investigated in the article.

Сегодня в условиях жесткой экономической конкуренции выигрывают те предприятия, которые используют в своей работе передовые научно-технические разработки. От того, какие технологии применяются при ведении горных работ, напрямую зависит скорость обработки данных, и, следовательно, способность предприятия реагировать на изменения производственных ситуаций. Обработка данных геологии, маркшейдерии, технической и проектной документации горных предприятий на сегодняшний день может перекладываться на электронный язык персональных компьютеров, что в свою очередь облегчит работу инженерно-технических работников предприятия, повысит скорость и точность расчетов технической документации.

Анализ рынка информационных технологий в области проектирования очистных работ подземных горных предприятий показал, что системы автоматизированного проектирования необходимо создавать с учетом особенностей горно-геологических и технологических факторов конкретного предприятия. На сегодняшний день современные языки программирования позволяют создавать имитационные модели технологии ведения очистных работ и разрабатывать системы автоматизированного проектирования горных предприятий. Одной из таких систем является программное обеспечение «SingleBlast», разработанное ведущими специалистами Научно-исследовательского института горных проблем Академии инженерных наук Украины и Национального горного университета. Программное обеспечение предназначено для проектирования буровзрывных работ в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат», кото-

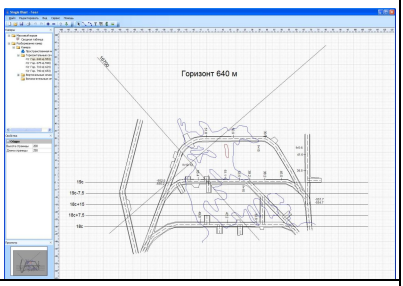
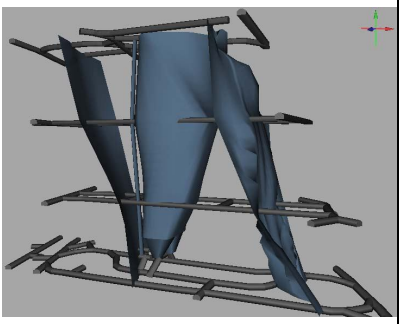
рое разрабатывает Южно-Белозерское месторождение богатых железных руд подземным способом. Месторождение вскрыто 6-ю вертикальными стволами и этажными квершлагами горизонтов 340, 400, 480, 560, 640, 740, 840, 940 м. На предприятии принята этажная подготовка шахтного поля и этажно-камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды и последующим искусственным поддержанием выработанного пространства при помощи твердеющей закладки.

Мощность рудной залежи изменяется в пределах от 10 до 120 м, падение северо-восточное под углом 65-70°. Крепость руд изменяется в диапазоне от $f = 2 - 5$ в южной части месторождения до 4-8 – в северной. Породы лежачего и висячего боков представлены железистыми кварцитами, сланцами и песчаниками. Более 50% пород с крепостью $f = 8 - 15$, 70% сланцев имеют крепость 4-8.

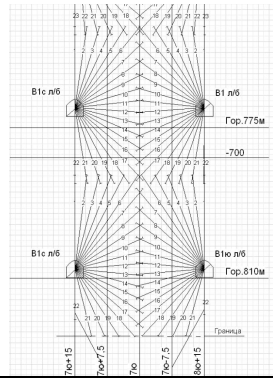
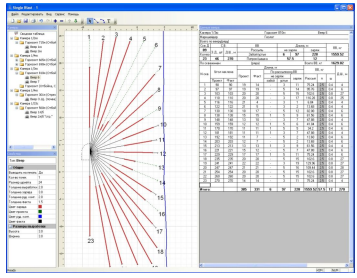
Разработка программного обеспечения велась поэтапно с 2000 г. Программа «SingleBlast» на сегодняшний день является завершающей стадией всего комплекса предыдущих работ и позволяет решать следующие основные задачи (см. табл.).

Таблица

ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ, РЕШАЕМЫЕ В ПРОГРАММНОМ ОБЕСПЕЧЕНИИ «SINGLEBLAST»

Решаемые задачи	Реализация в программном обеспечении
– текущее и перспективное планирование ведения горных работ; – составление планов ведения очистных работ, как для выемочного участка, так и для всего шахтного поля в целом; – ведение базы данных геологической информации; – ведение графической документации;	
– обработку маркшейдерских данных, построение имитационной модели горных выработок по данным теодолитных съемок как на планах и разрезах, так и в трехмерном отображении; – отображение в трехмерном пространстве расположения горных выработок, геологических (рудного тела) и технологических (очистная камера, закладка выработанного пространства) контуров; – взаимодействие сечений в трехмерной модели с планами горных работ;	

Продолжение таблицы

– проектирование бурения скважин при различных горно-геологических и технологических параметрах; – определение технологических параметров вееров и рядов эксплуатационных скважин и их графическое отображение;	
– расчет расхода взрывчатых материалов, объем отбиваемой рудной массы, опасных зон по действию УВВ и сейсмобезопасного расстояния для инженерных сооружений и подземных горных выработок, время проветривания рудника после массового взрыва, – работа с системой AutoCAD.	

Проектирование очистных работ с использованием программного обеспечения «SingleBlast» позволяет создавать математические модели шахтного поля или его части. Представленное программное обеспечение позволяет по заданным параметрам проектировать горные выработки любой сложности.

Полный цикл взаимодействия служб по данной программе выглядит следующим образом:

Геологический отдел предоставляет контуры рудной залежи с качеством полезного ископаемого и крепостью вмещающих пород (рис. 1).

Проектировщики создают папку с названием горизонта и на основании информации, полученной от геологического отдела (с положением контура рудного тела на заданном горизонте) на электронной модели шахты, находящейся в компьютерной сети комбината, наносят проектную трассировку выработок. Затем, по аналогии с планами шахтного поля геологический и маркшейдерский отделы предприятия создают вертикальные разрезы шахтного поля (рис. 2). На каждом разрезе производится привязка координат, определяются высотные отметки, характеристика падения рудной залежи, видны сечения ранее спроектированных горных выработок. Технические службы шахт «Эксплуатационная» и «Проходческая» имеют постоянный доступ к процессу работы ПКО для подачи предложений. Приоритет внесения изменений в проект остается за той службой, которая наносила этот слой изображения.

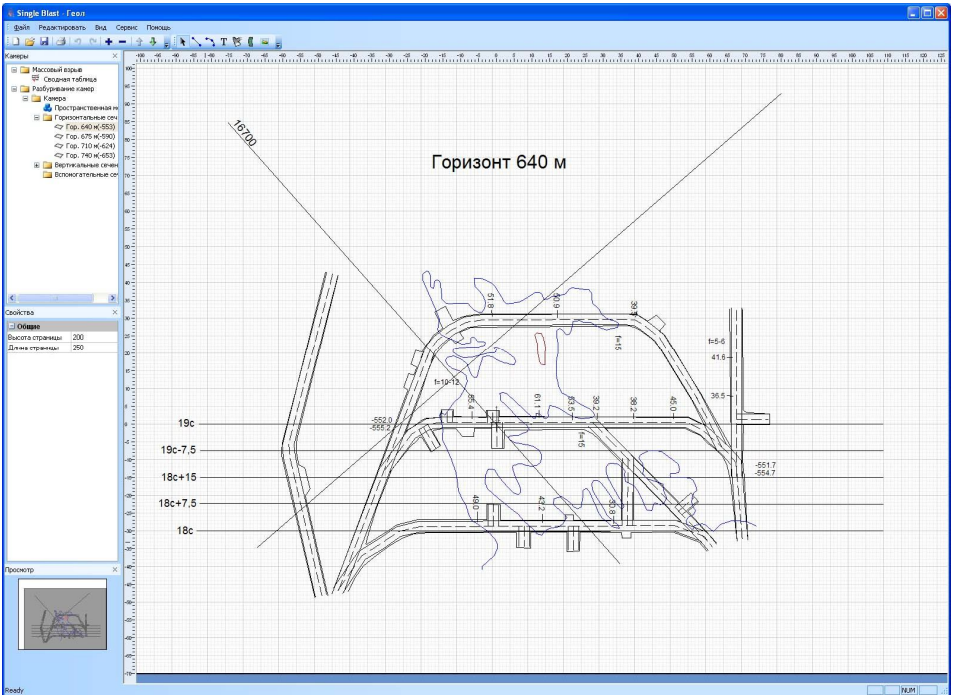


Рис. 1. План участка шахтного поля гор.640м в осях 18с-19с ш. «Эксплуатационная» ЗАО «ЗЖРК»

После окончания проходческих работ рудный контур уточняется геологическим отделом. Затем документ передается в маркшейдерский отдел для контроля и нанесения фактического положения проходки горных выработок.

В проектно-конструкторском отделе создается документ с названием камеры. Выполняется проект на обуривание заданной камеры. После согласования и утверждения данного проекта он передается для дальнейшей работы в маркшейдерский отдел и производителю работ.

Фактические же данные по длинам скважин и по рудному контуру после обуривания вееров определяются соответственно маркшейдерским отделом и геофизической службой геологического отдела и вносятся в папку с данной камерой. После внесения изменений в фактические длины скважин и контуры рудных тел, данные по сети передаются в ПКО для составления проектов на производство массовых взрывов (рис. 3).

По полученным планам подэтажей и их разрезам программное обеспечение формирует имитационную модель шахтного поля, которую можно не только наблюдать под любым углом зрения, но и получать конкретные разрезы (рис. 4), которые необходимы проектной службе для составления паспортов буровзрывных работ (проектирования вееров скважин и их заряжание взрывчатыми веществами) (рис. 5).

Представленное программное обеспечение позволяет не только проектировать имитационные модели очистных камер, но и отображать динамику горных работ от нарезных до закладочных, отражая эти процессы в планах и разрезах шахтного поля.

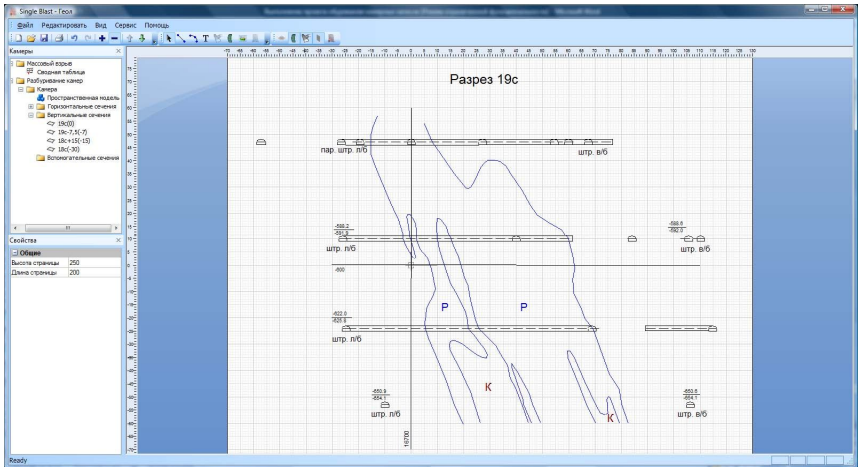


Рис. 2. Разрез по оси 19с шахтного поля в этаже 640-740м ш. «Эксплуатационная» ЗАО «ЗЖРК»

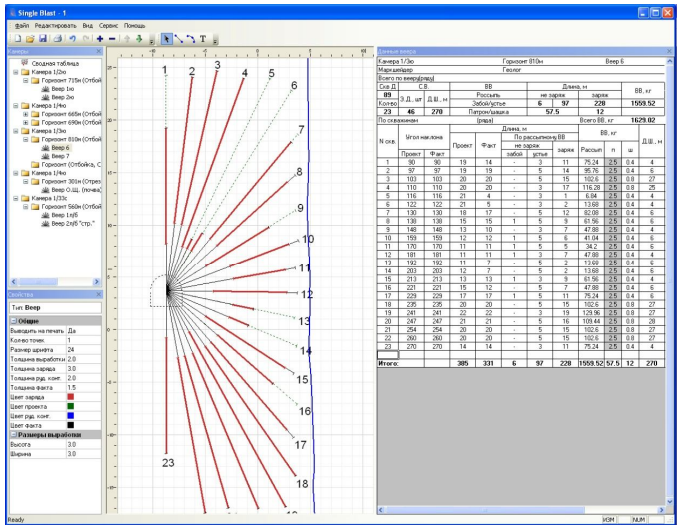


Рис. 3. Пример заполнения расчетной карточки одного из вееров скважин

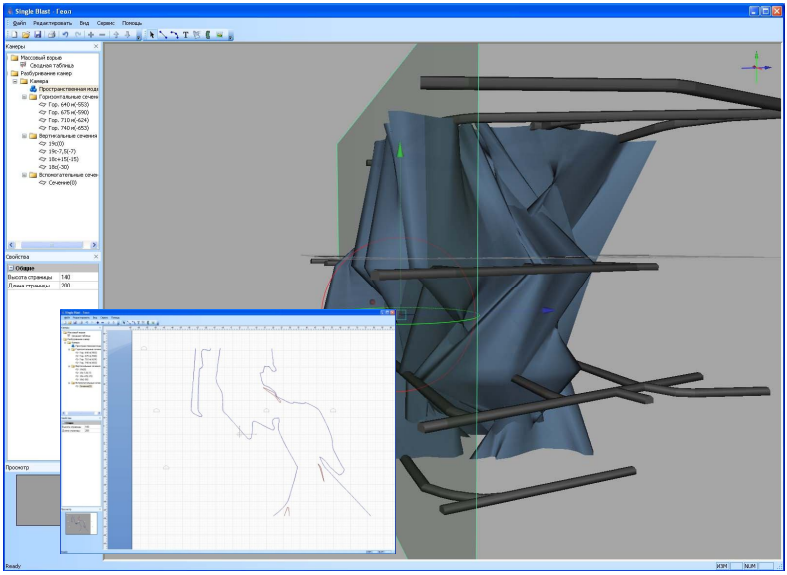


Рис. 4. Имитационная модель проектируемого участка шахтного поля и его вертикальный разрез

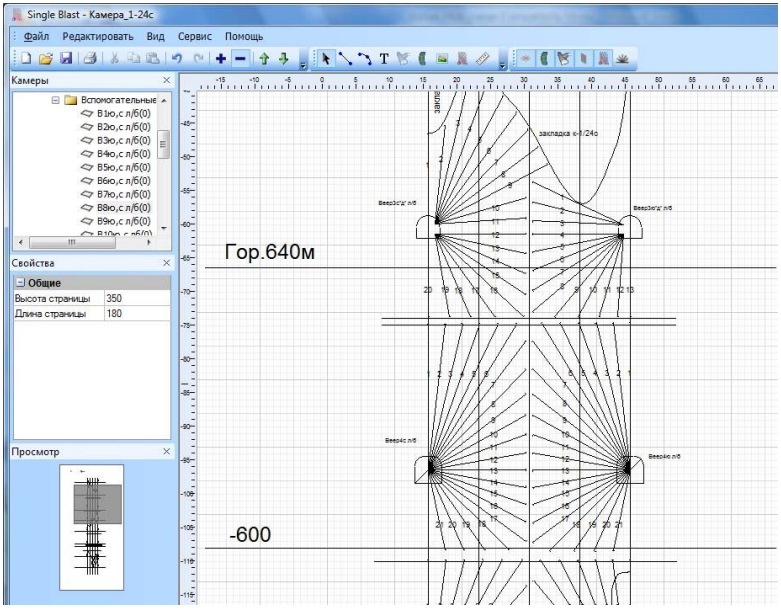


Рис. 5. Проектирование вееров скважин на разрезе шахтного поля

За время работы с ЗАО «ЗЖРК» по внедрению и усовершенствованию программного обеспечения получен ряд весомых результатов. Создаваемое программное обеспечение позволило существенно снизить трудоемкость работ и время проектирования технической документации ведения очистных работ.

Создание электронной базы данных ведения горнотехнической, геологической и маркшейдерской документации позволяет сохранять, находить и работать с ранее созданной документацией. Используя базу данных, службы получают оперативный доступ к информации с рабочих мест.

Программное обеспечение занимает место центрального информационного ресурса для руководства и инженерно-технических работников комбината. Оперативная работа с горнотехнической документацией обеспечивает более тесную связь между всеми группами работников и подразделениями.

Автоматизация составления технической документации по ведению горных работ открывает новые возможности проектирования и анализа горнотехнической документации. Соответственно, инженерно-технические работники комбината могут принимать более эффективные решения, учитывающие различные тонкости конкретной ситуации.

Внедрение программного обеспечения способствует дальнейшему развитию и внедрению компьютерных технологий в проектирование горных работ, повышению уровня подготовки сотрудников и престижа предприятия в целом.

УДК 622.023.42

© П.И. Пономаренко

РАСЧЕТ СМЕЩЕНИЙ КОНТУРА ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ И РАЗМЕРОВ ЗОН НЕУПРУГИХ ДЕФОРМАЦИЙ ВОКРУГ ВЫРАБОТКИ

Установлено ступінь впливу відсічі кріплення на величину зсувів і напружень у покрівлі капітальної виробки. Вихідне диференціальне рівняння при завданні умов сумісності деформацій на лініях розділу різних зон інтегрується чисельно. Фактор часу враховується за методом змінних модулів.

Установлена степень влияния отпора крепи на величину смещений и напряжений в кровле капитальной выработки. Исходное дифференциальное уравнение при задании условий совместимости деформаций на линиях раздела различных зон интегрируется численно. Фактор времени учитывается по методу переменных модулей.

Degree of influence of shore repulse on size of displacement and pressure in a roof of capital excavation is established. The initial differential equation during the configuring of compatibility of deformations for lines of partitioning of various zones is integrated numerically. Time factor is considered on a method of variable modules.

Для оценки устойчивости капитальной выработки, пройденной в пластичных глинистых породах, и установления степени влияния отпора крепи на величину смещений и напряжений в кровле в работе с помощью вычислительной программы «ШТРЕК» выполняется анализ напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг капитальной выработки, закрепленной железобетонной крепью.

Рассматривается сечение, удаленное от сопряжения. Диаметр выработки 380 см, толщина крепи принималась в расчетах от 0 до 40 см. Соответственно отпор крепи варьировался от 0 до 0,4 МПа. Расчетная схема приведена на рис. 1.

Поставленная задача сводится к интегрированию обыкновенного дифференциального уравнения:

$$\frac{\partial \varepsilon_1}{\partial \delta_3} = \frac{\varepsilon_1 - f_2(\varepsilon_1, \delta_3)}{\delta_3 - f_1(\varepsilon_1 \delta_3)} \qquad (1)$$

в котором функции $f_1(\varepsilon_1, \delta_3)$ и $f_2(\varepsilon_1, \delta_3)$ описывают кусочно-линейные аппроксимации диаграмм сжатия вмещающих пород $(\delta_1 = f_1(\varepsilon_1, \delta_3))$ и

$(\theta - \varepsilon_1 = f_2(\varepsilon_1, \delta_3))$.

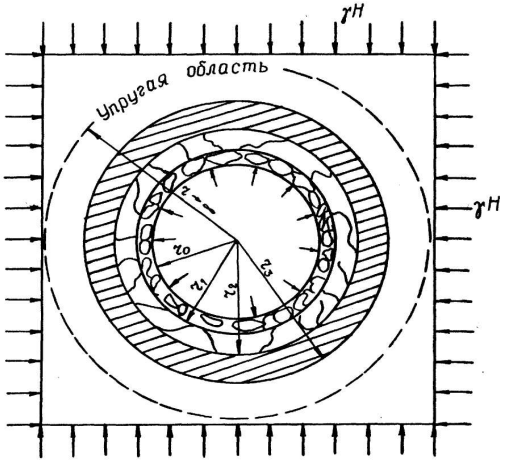


Рис. 1. Расчетная схема

Соответствующие диаграммы $\delta - \varepsilon$ изображены на рис. 2. Из этих диаграмм для всех вмещающих пород графически установлены пределы исходной R_c и остаточной R_x прочности.

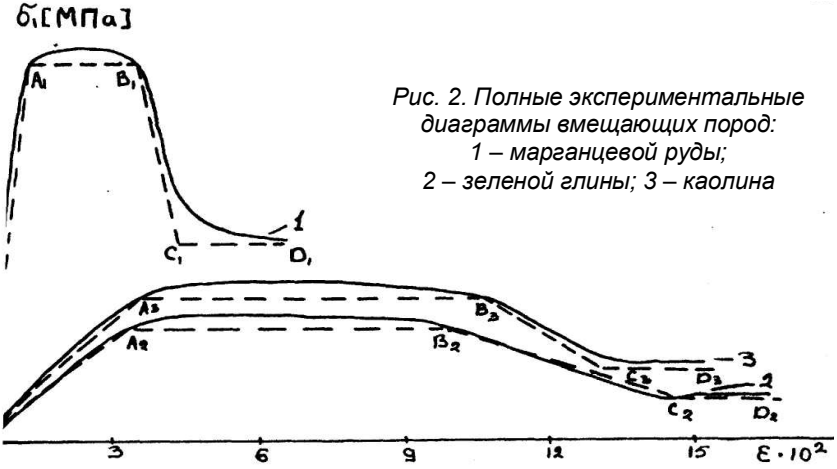


Рис. 2. Полные экспериментальные диаграммы вмещающих пород: 1 – марганцевой руды; 2 – зеленой глины; 3 – каолина

Другие физико-механические параметры пород определялись по следующим формулам. Модуль упругости:

$$E = \frac{R_c}{\varepsilon_1(A_1)}, \qquad (2)$$

Модуль спада:

$$M = \frac{R_c - R_x}{\varepsilon_1(C_1) - \varepsilon_1(B_1)} \tag{3}$$

Относительный показатель пластичности:

$$П_1 = \frac{\varepsilon_1(B_1)}{R_c / E} \tag{4}$$

Относительные показатели разрыхления:

$$\delta_1 = \frac{\theta(B_2) - \theta(A_2)}{\varepsilon_1(B_2) - \varepsilon(A_2)} - 1 \tag{5}$$

$$\delta_2 = \left[\frac{\theta(C_2) - \theta(B_2)}{\varepsilon_1(C_2) - \varepsilon_1(B_2)} - 1 \right] \Big/ (1 + \frac{M}{E}) \tag{6}$$

Полученные физико-механические параметры пород являются исходными данными к расчету. Исходное дифференциальное уравнение при задании условий совместности деформаций на линиях раздела различных зон (рис. 1) интегрируется численно. Фактор времени при этом учитывается по методу переменных модулей.

На рис. 3 показаны зависимости смещений кровли, почвы и боков выработки от отпора крепи через 800 суток (линия 1) и 350 суток (линия 2) после установки крепи [1].

Зависимости имеют нелинейный характер. При нулевом отпоре крепи через 800 суток смещения контура выработки будут следующими: в кровле – 36,6 см, в почве – 39,7 см, в боках – 40 см. Увеличение отпора крепи до 0,2 МПа вызывает резкое уменьшение величины смещений: в кровле – до 14,3 см, в почве – до 18,6 см, в боках – до 16,4 см. Дальнейшее увеличение отпора крепи вызывает уменьшение смещений, но скорость изменения смещений значительно меньше. Например, при изменении отпора крепи от 0,2 МПа до 0,4 МПа смещения кровли выработки уменьшились на 10 мм, почвы – на 40 мм, боков – на 70 мм.

Эпюры смещений контура выработки при расположении в ее боках окисной и карбонатной руд при различных значениях отпора крепи (рис. 4 и 5) свидетельствуют о существенном влиянии структурно-механической неоднородности пласта на устойчивость выработки.

С использованием рекомендаций СНиП по величине смещений в кровле и почве можно выбрать вид используемой в выработке крепи.

В результате расчета получены также размеры зон полного разрушения (Z_1). Разупрочнения (Z_2) деформирования пород в предельном состоянии (Z_3) соответствуют характерным участкам полных экспериментальных диаграмм деформирования образцов пород кровли, почвы и марганцевой руды.

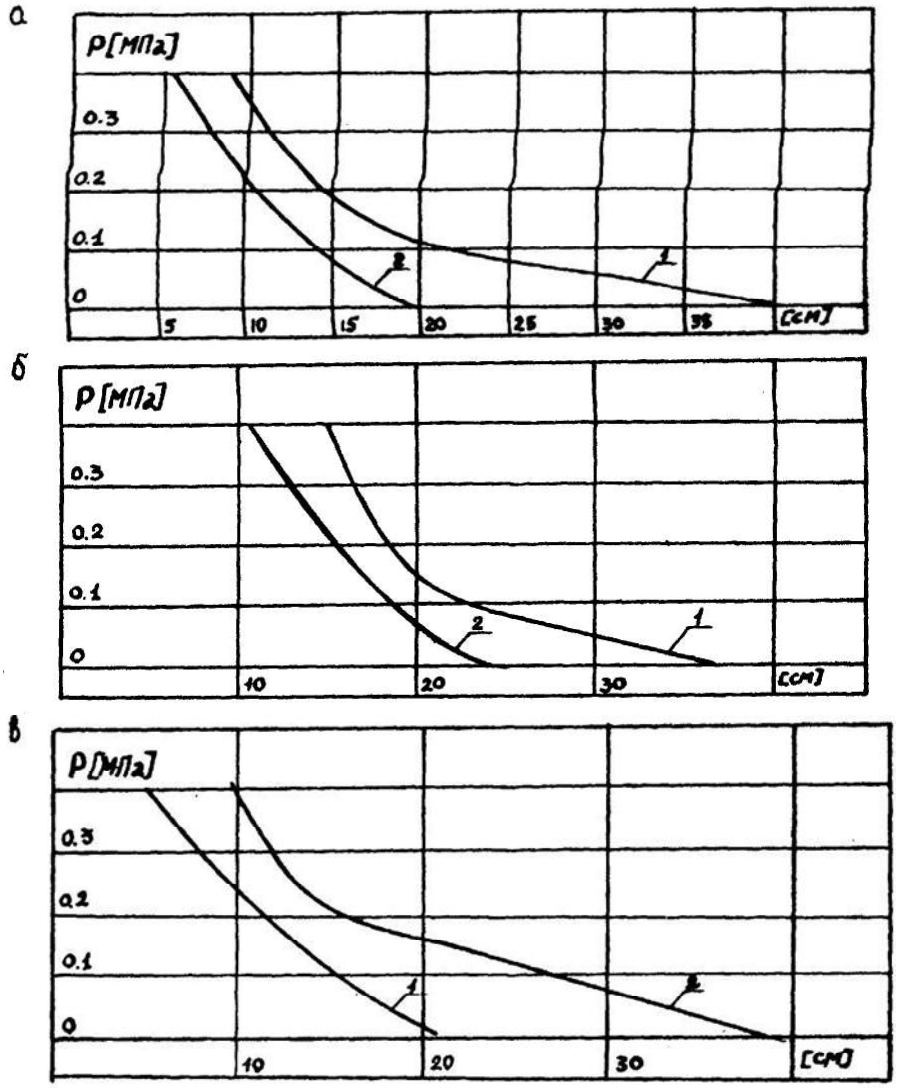


Рис. 3. Смещения кровли (а), почвы (б) и боков (в) выработки при различных отпорах крепи (Р)

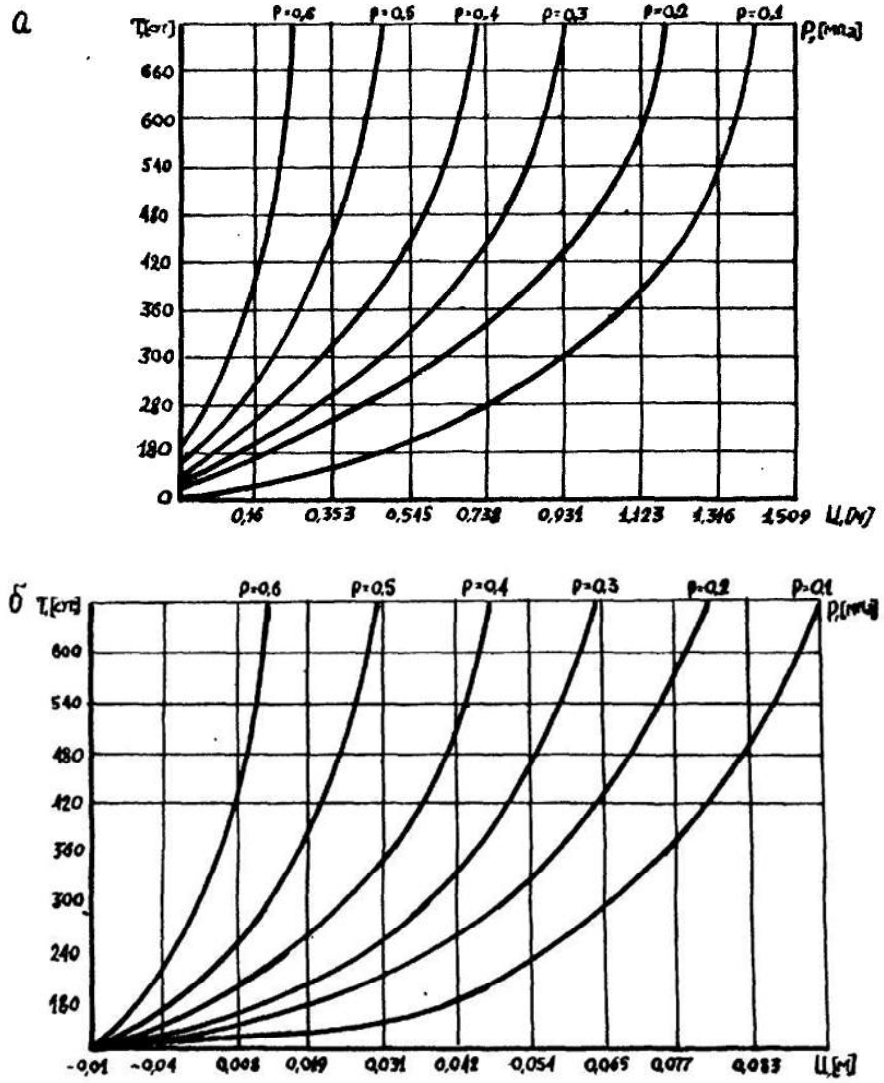


Рис. 4. Смещение пород в боках выработки, расположенной в окисной (а) и карбонатной (б) марганцевых рудах при различном отпоре крепи (Р)

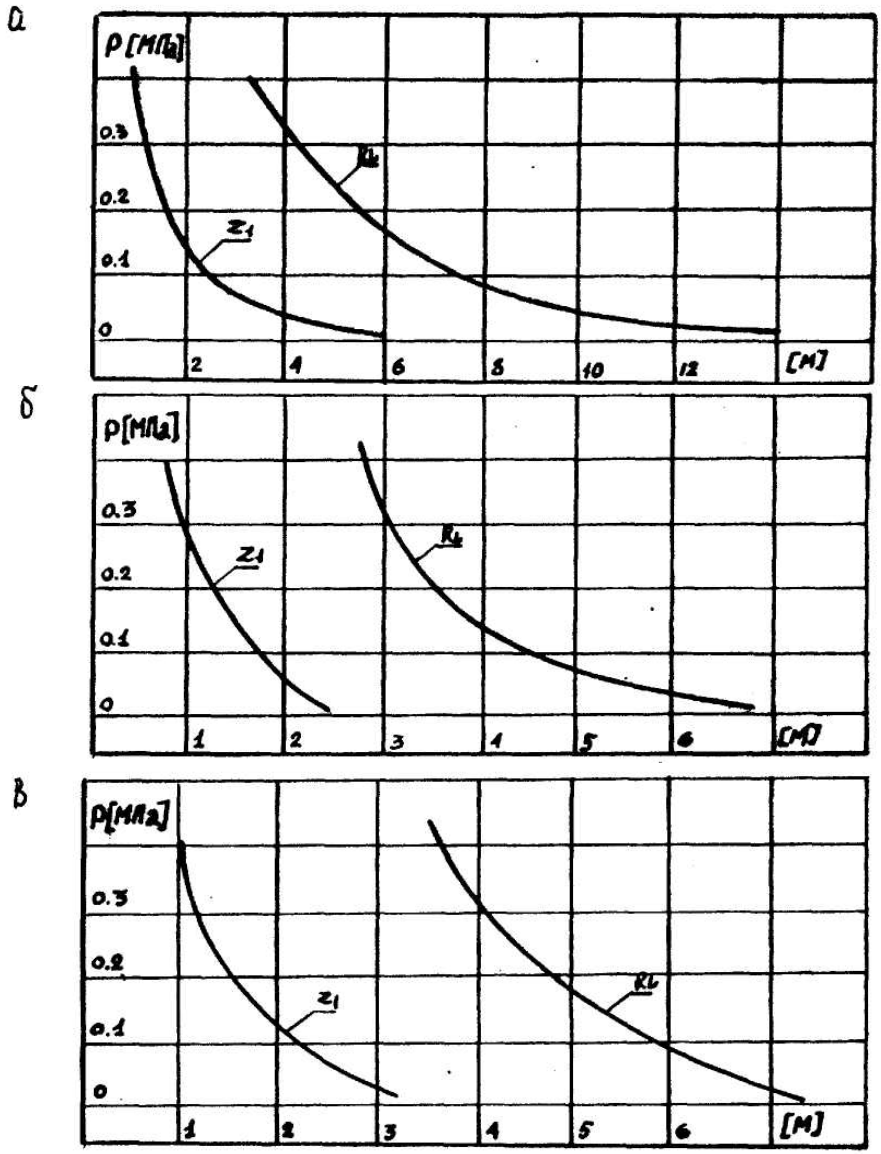


Рис. 5. Размеры зон неупругих деформаций (R_L) и полного разрушения (Z_1) в кровле (а), почве (б) и боках выработки (в) при различном отпоре крепи (P)

Графики рис. 5 характеризуют зависимости размеров зон полного разрушения и пластических деформаций от отпора крепи выработки. Вокруг незакрепленной выработки образуется зона неупругих деформаций радиусами R: в кровле – 15,0 м, в почве – 6,8 м, в боках – 8 м. Зона полного разрушения выработки в тех же условиях составляет в кровле – 9,2 м, в почве – 2,3 м, в боках – 4,2 м. При отпоре крепи 0,1 Па зона неупругих деформаций имеет размеры: в кровле – 6,08 м, в почве – 4,6 м, в боках – 6,26 м. Как видно из приведенных графиков, размеры зон полного разрушения и неупругих деформаций нелинейно зависят от отпора крепи, причем эта нелинейность существенна при изменении отпора крепи от 0 до 0,2 Па.

При нулевом отпоре крепи зона полного разрушения составляет 6,0 м в кровле, 2,3 м – в почве, 3,3 м – в боках выработки. Увеличение отпора крепи вызывает плавное уменьшение размеров зоны Z и при отпоре крепи 0,4 МПа размеры зоны близки к 1 м.

Для того, чтобы разработать рекомендации по величине отпора крепи капитальной выработки, предлагается использовать критерий, связанный с величиной допустимых смещений кровли и почвы выработки. Расстояние от троллеи до головки рельса составляет 1900 мм.

Минимальное расстояние от троллеи до рамы крепи в кровле выработки должно быть не меньше 200 мм. Допустимая величина смещений кровли, отсюда, составляет 350 мм. В почве выработки в качестве допустимой величины смещений принимается расстояние от головки рельса до рамы крепи (550 мм).

Используя данные о смещениях, приведенных на графиках рис. 3, можно сделать следующие выводы:

– при отпоре крепи свыше 0,04 Па, через 800 суток после установки ее, смещения кровли будут менее 350 мм; через 800 суток после установки крепи реализуются неупругие деформации в массиве и основная доля деформаций ползучести. Однако в течение всего времени эксплуатации выработки будут происходить деформации крепи, обусловленные явлением ползучести вмещающих пород. Это обстоятельство, в свою очередь, приводит к необходимости увеличения в 3-4 раза отпора крепи, при котором обеспечивается устойчивость выработки при сроке ее эксплуатации свыше 5 лет.

Таким образом, при отпоре крепи свыше 0,15 МПа смещения контура капитальной выработки не превзойдут допустимых значений.

Такой отпор можно обеспечить установкой монолитной бетонной крепи толщиной 250 мм. Этот вывод получен с использованием зависимости толщины крепи от ее отпора, приведенной в работе.

Список литературы

1. Пономаренко П.И. Расчет на ЭВМ смещений контура поперечного сечения выработки и размеров зон неупругих деформаций с использованием полных диаграмм сжатия вмещающих пород // Численные и аналитические исследования в подземном строительстве. – Апатиты: изд-во Кольского научного центра АН СССР. – 1989. – С. 43-46.

УДК 622.28.044

© Ю.М. Халимендик, А.В. Бруй,
Е.В. Сарвас

ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ВЫРАБОТКАХ С ОПОРНО-АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ ШАХТЫ «СТЕПНАЯ»

Наведено результати моніторингу гірничих виробок з анкерним кріпленням на шахті «Степова» ВАТ «Павлоградвугілля». Проаналізовані можливі причини обвалення покрівлі 163-го збірного штреку та зроблено висновки щодо зменшення проявів гірничого тиску у виробках.

Приведены результаты мониторинга горных выработок с анкерной крепью на шахте «Степная» ОАО «Павлоградуголь». Проанализированы возможные причины обрушения кровли 163-го сборного штрека и сделаны выводы по уменьшению проявлений горного давления в выработках.

The results of monitoring of the mountain working are resulted with the roof bolting on a mine «Stepnaja» OC «Pavlogradugol». Possible reasons of bringing down of roof of 163 th collapsible drift are analysed and conclusions are done on diminishing of displays of mining pressure in working.

ОАО «Павлоградуголь» проводит объемное техническое перевооружение очистных и подготовительных работ: замену механизированных комплексов на однорядные, увеличение длин лав, переход на анкерное и рамно-анкерное крепление выработок. При этом количество лав сокращено с 40 до 30 с увеличением объемов добычи на 20%.

Горно-геологические условия ОАО «Павлоградуголь» характеризуются низкой крепостью пород. Опыта крепления выработок анкерами в таких условиях недостаточно.

На шахте «Степная» применяется погоризонтный способ подготовки выемочных полей с отработкой их длинными столбами по восстанию. Угольный пласт C_6 простого строения мощностью около 0,9 м залегает под углом до 4°. В кровле и почве пласта залегает аргиллит с тонкими прослоями алевролита с крепостью около $f = 2{,}2$ по шкале проф. Протодьяконова. Верхняя часть выработок проводится с анкерным креплением (около 1000 м), остальная – рамно-анкерным креплением с применением КШПУ-15,1. Сечение верхней части выработок прямоугольное (Площадь – до 17,9 м^2, ширина – до 5,2 м, высота – до 3,5 м). Шаг установки анкерного

крепления 0,8 м под подхват. При этом в кровлю устанавливается до восьми анкеров длиной 2,4 м и в боках до трех анкеров длиной 1,5 м без подхватов и сетки.

Наиболее характерным проявлением горного давления является:

– корытообразное опускание подхвата вместе с анкерами (фото 1). Крайние анкера несут основную нагрузку;

– ослабление гаек в боковых верхних анкерах в начальной стадии эксплуатации выработок (до 3-х месяцев);

– пучение почвы;

– горизонтальная конвергенция стенок выработок интенсивнее в нижней части (фото 2).



Фото 1. Корытообразное опускание подхвата вместе с анкерами

Интенсивность проявления горного давления увеличивается с увеличением глубины (рис. 1, 2).

Вертикальная конвергенция является результатом опускания кровли и поднятия почвы («пучения»), в соотношении 30 и 70% соответственно.

В пластах C_6 и C_6' находится вода в статическом состоянии. После проведения штреков она проявляется в виде увлажнения почвы пласта по стенкам выработок мощностью 0,1-0,25 м. При достижении свода обрушения пласта C_6' (величина междупластья около 6 м) наблюдается слабый капеж воды по кровле.

Для усиления крепи в местах интенсивной деформации производится установка деревянных стоек под металлический прогон из СВП, что привело к уменьшению вертикальной конвергенции.

В мае 2009 года на 163-м сборном штреке произошло обрушение кровли, закрепленной анкерами длиной 16 м (рис. 3).

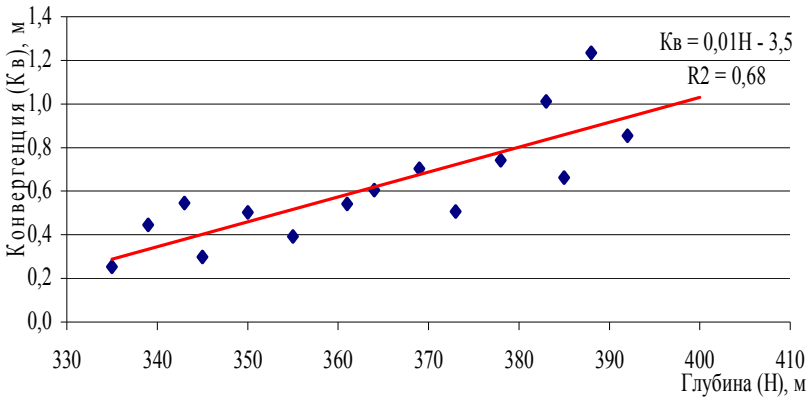


Рис. 1. Зависимость общей вертикальной конвергенции от глубины (161-й сборный штрек)



Фото 2. Горизонтальная конвергенция стенок выработок

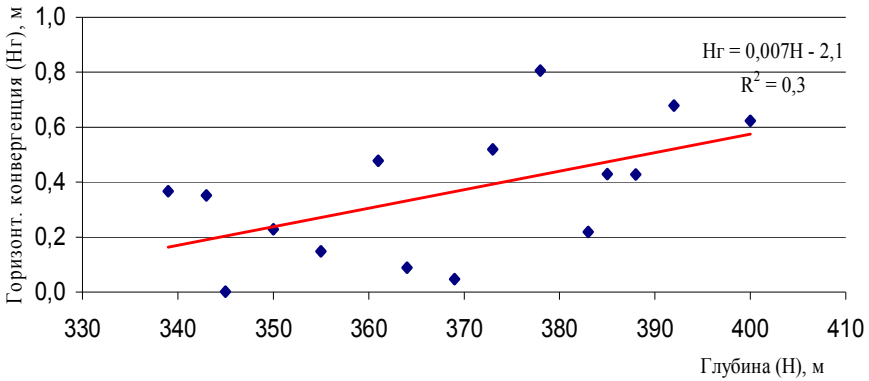


Рис. 2. Зависимость горизонтальной конвергенции от глубины (по низу 161-го сборного штрека)

Первоначально считалось, что причиной обрушения явилось влияние восточного промышленного штрека гор. 400 м и водопроявления массива горных пород. То есть, прогнозировалось распространение зон неупругих деформаций от нижнего штрека в виде разуплотнения массива, а появление воды в виде слабого капежа дополнительно снизило крепость пород.

В месте завала повсеместно в стенках свода наблюдались крайние анкера (фото 3). Наклон стенок свода обрушения составлял примерно 20-30° от вертикали с замыканием их в виде закругления. Верхняя часть свода была увлажнена.

При обследовании массива горных пород по скважине (рис. 3) установлено наличие пустоты между железобетонной затяжкой и массивом (фото 4) до 20 см. Зона неупругих деформаций по скважине установлена в нижней части длиной до 0,6 м. Деформаций стенок скважины не было. Исходя из этого, нижняя выработка, закрепленная арочной крепью с усилением массива анкерами в кровле, не могла повлиять на разупрочнение массива на высоту свыше 6 м.

Наличие интенсивной горизонтальной конвергенции свидетельствует о повышенных напряжениях в боках выработок, вызванных наличием их в нетронутом массиве (до проходки) и образованием вертикальных напряжений в боках после проведения. Первое объясняется переходом массива в гидростатическое состояние. Показатель $\frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}$ превышает 0,5. Характерно, что при применении подхвата вместе с арочной крепью наблюдается волнообразная его деформация (фото 5). Эта форма деформации свидетельствует о сопоставимости горизонтального напряжения в массиве с вертикальным.

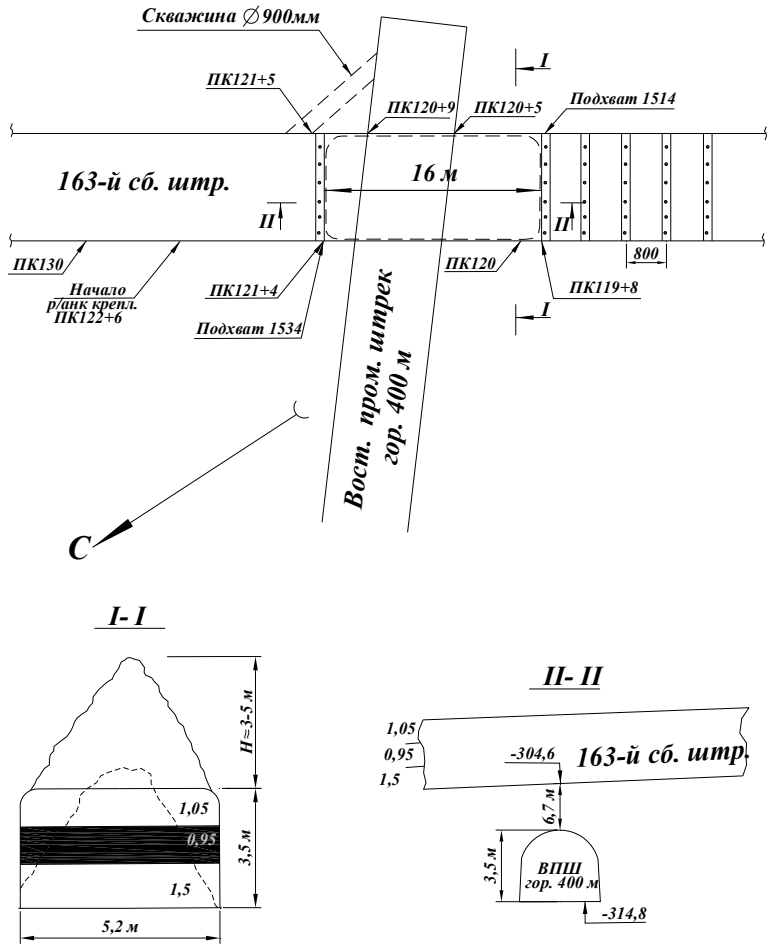


Рис. 3. Эскиз места обрушения пород кровли на 163-м сборном штреке гор. 300 м



Фото 3



Фото 4



Фото 5

При наличии повышенного горизонтального напряжения кровлю выработок, закрепленную анкерами, можно принять за плиту с расчетной крепостью больше, чем в массиве, примерно в 2 раза. При этом в кровле образовались две плоскости скольжения, которые привели к образованию клина с основанием образованной плитой. Имея отпор в верхней части выработки, стенки выработки имели большую конвергенцию в нижней части вместе с выдавливанием почвы. При достижении критических значений напряжений, в элементах крепи произошло их разрушение с обрушением породного клина в виде свода обрушения вместе с подхватом и внутренними анкерами.

Накопленный опыт шахты «Степная» крепления выработок анкерами позволяет сделать вывод о необходимости учета глубины ведения горных работ при выборе паспорта крепления. В качестве мер усиления несущей способности опорно-анкерных систем необходимо рассматривать крепление стенок выработки анкерами обычной длины с подхватами и сеткой, увеличением длины анкеров и расположение не менее, чем 2-х крайних анкеров за пределами свода обрушения не менее 2/3 их длины.

УДК 622.7

© Е.Ю. Светкина

АКТИВАЦИЯ АЛЮМОСИЛИКАТОВ ПУТЕМ ВИБРОУДАРНОГО НАГРУЖЕНИЯ

Розглянутий процес об'ємної іонізації, що виникає при віброударному навантаженні мінералів. Показано, що віброударне навантаження алюмосилікатів призводить до виникнення локальних областей з аномальним ефектом Шоттке.

Рассмотрен процесс объемной ионизации, который возникает при виброударном нагружении минералов. Показано, что виброударное нагружение алюмосиликатов приводит к возникновению локальных областей с аномальным эффектом Шоттке.

The process of ionization by volume is considered, that arises up at vibrooudarnom action on minerals. It is shown, that the vibrooudarnoe loading of materials results in the origin of local regions with an anomalous effect Shottci.

Процессам подготовки сырья, путем диспергирования его в различных измельчителях, посвящено ряд работ [1-3]. Было выяснено, что при измельчении минерального сырья происходит изменение структуры минерала, которые приводят к изменению адсорбционных, магнитных свойств материала.

В связи с вовлечением в технологические схемы обогатительных процессов тонкодисперсных руд, особое значение приобретают исследование поверхностных свойств минералов в зависимости от окружающей среды и от P, V, T – условий. Речь идет об абсорбофизических свойствах, к которым относятся, например адсорбоэлектрические, адсорбомагнитные, адсорбоакустические, адсорбооптические, адсорболюминисцентные.

По адсорбофизическим свойствам минералов можно судить об условиях их образования, идентифицировать, использовать при сепарации в обогатительных схемах. Наибольший интерес представляют адсорбофизические свойства самородных минералов в сравнении с другими минералами. Показано, что зависимость вклада поверхностных параметров от увеличения удельной поверхности частиц носит логарифмический характер. Экспериментально и теоретически установлено, что необходимость учета адсорбофизических свойств возникает при размерах частиц, не превышающих 0,3 мм. Тогда, например, для рутиловой составляющей лейкоксена поверхностный некомпенсированный заряд одного порядка с объемным параметром.

Цель работы – изучение влияния виброударного нагружения на активацию алюмосиликатов. Теоретические и экспериментальные исследования, проводимые в Национальном горном университете, позволяют сделать вывод, что для тонкого и сверхтонкого измельчения порошковых материалов и проведения некоторых механохимических реакций большими возможностями обладают вертикальные вибрационные мельницы (МВВ). Отличительной особенностью их от мельниц других типов является то, что помольные камеры совершают колебательные движения по прямолинейной траектории в вертикальной плоскости. Такие параметры обеспечивают преимущественно виброударное воздействие на разрушаемый материал с проникновением зоны деформации на весь объем частицы. Износ шаров при этом незначительный и происходит равномерно по всей поверхности с сохранением сферической формы. Проведенные исследования показали, что данный вид движения позволяет реализовать более высокую энергонапряженность технологической загрузки. Поэтому использование МВВ целесообразно при измельчении материалов, обладающих высокой твердостью с большей или меньшей хрупкостью.

Исследование кинетики измельчения и отработка технологии приготовления порошковых материалов для катализаторов проводились на лабораторной вертикальной вибрационной мельнице, спроектированной и изготовленной в Национальном горном университете. Она имеет жесткий эксцентриковый привод, который приводится во вращение двигателем постоянного тока. При включении электродвигателя помольная камера совершает прямолинейные колебательные движения в вертикальной плоскости с заданной амплитудой и частотой. В моменты прохождения помольной камерой верхней и нижней мертвых точек, находящиеся внутри мелющие тела взаимодействуют друг с другом, а также с крышкой и днищем помольной камеры. Таким образом, реализуется виброударный способ разрушения, при котором истирающее воздействие минимальное.

Еще в начале столетия наблюдалась эмиссия положительных ионов из металлов, накаленных до сравнительно низких температур (<1000 К). Эта эмиссия увеличивалась с ростом температур, а характерной ее особенностью было уменьшение с течением времени, причем тем более быстрое, чем более высокой была температура металла. Произведенные впоследствии масс-спектрометрические анализы показали, что при нагревании металлов испускаются ионы примесных к ним более легкоионизируемых элементов (главным образом K и Na, а также Rb, Cs, Li, Al, Ba, Ca и др., в зависимости от технологии изготовления и обработки металла). Примесь атомов K и Na в минералах имеется практически всегда. Вследствие малости потенциалов ионизации (V) этих элементов относительно V атомов основного металла и легкости ионизации этих элементов на большинстве металлов, ничтожные загрязнения натрием и особенно калием приводят к значительной эмиссии ионов K^+ и Na^+.

Так как время жизни адсорбированных атомов Na и K на поверхности металла мало в сравнении со временем диффузии этих атомов внутри металла, то на

величину ионных токов Na^+ и K^+ существенно влияет скорость диффузии атомов Na и K к поверхности, т. е. величина коэффициента диффузии (D). При объемном распределении примесей поток диффундирующих к поверхности атомов

$$\nu = -D\frac{\partial n}{\partial x} \tag{1}$$

где $\frac{\partial n}{\partial x}$ – градиент концентрации примесных атомов. Данное уравнение аналогично уравнению, полученного при рассмотрении вопроса передачи энергии [3] при виброударной активации минералов. Когда концентрация примесей велика, поток примесных атомов можно считать стационарным. При этом $\frac{\partial n}{\partial x} = const$ и $\nu \sim D$. Таким образом, по отбираемому с поверхности ионному току примесных к минералу элементов при большой их концентрации может быть определен коэффициент диффузии D примесного элемента в данном минерале. Этот способ был использован, например, для измерения коэффициента диффузии атомов калия в молибдене [4].

По мере истощения примесей в минерале в процессе термической обработки, тем более быстрого, чем выше температура металла, эмиссия ионов Na^+ и K^+ убывает.

Коэффициент диффузии примесей D зависит от T. Так как при переходе диффундирующего внутри минерала атома из одного равновесного положения в другое затрачивается энергия на преодоление энергетического барьера, то зависимость $D(T)$ в соответствии с законом Больцмана имеет вид

$$D = D_0 \exp\left[-\frac{E}{kT}\right] \tag{2}$$

где E – энергия активации диффузии.

Следовательно, при диффузионном механизме подачи ионизируемых атомов к поверхности минерала $\nu = \nu(T)$ и плотности термоионного тока (j), определяемой как

$$j = \frac{e\nu}{1 + \frac{1}{B}\exp\frac{e(\nu - \varphi - \sqrt{eE}}{kT}},$$

где $B = \frac{(1 - R_+)}{(1 - R_0)}$ при $R_+ = R_0 = 0$ переходит в

$$i \sim \frac{eS \exp\left[-\frac{E}{kT}\right]}{1+\frac{1}{A}\exp\frac{e(V-\varphi-\sqrt{eE})}{kT}} \tag{3}$$

Если атомы примесей – трудноионизируемые на данном металле, то

$$i \sim eSA \exp\frac{e(\varphi+\sqrt{eE}-V)}{kT} \tag{4}$$

Если атомы примесей – легкоионизируемые, то

$$i \sim eSA \exp\left[-\frac{E}{kT}\right] \tag{5}$$

где i – ток;

S – удельная поверхность активированного минерала.

Таким образом, во всех случаях зависимость $i(T)$ для диффундирующего к активированной поверхности минерала потока примесей более резкая, чем при ионизации поступающего на поверхность извне постоянного потока тех же частиц. Путем сопоставления зависимостей $i(T)$ для диффундирующих изнутри частиц образующихся при виброударной активации и постоянных атомных потоков тех же частиц к поверхности извне можно найти энергию активации процесса виброударного нагружения частиц в минерале.

Примесные атомы K, Na и другие в минералах заполняют дефекты внутри них и в значительной степени оказываются «запертыми» в закрытых «карманах», не успевая продиффундировать к поверхности за время нагружения, которое тесно связано с тепловой обработкой. В момент удара по достижению максимальной температуры, начинают испаряться слои основного металла, открывая расположенные в толще материала «карманы». Испарение или выход на поверхность атомов Na и K из таких «карманов» и дает наблюдаемые вспышки ионного тока, обязанные одновременно освобождаемым 10^4-10^5 частицам. Все поверхностные процессы, влияющие на скорость испарения основного металла, влияют и на интенсивность вспышек. К таким процессам относятся окисление металла, химическое и ионное травление его поверхности, катодное распыление, поэтому предлагается использовать явление импульсной эмиссии ионов примесных элементов для изучения процессов на поверхности металла.

Для убедительности доказательств существования поверхностной и объемной ионизации было проведено расщепление полевого шпата вакуумной камере сканирующего электронного микроскопа, снабженного рентгеноспектральным анализатором. Таким образом, стало возможным дать количественную характеристику интен-

сивности механоэмиссионных потоков в трещине. Был снят спектр тормозного рентгеновского излучения, на котором зарегистрировано характеристическое излучение элементов, входящих в состав, активированного полевого шпата.

На рис. 1 представлен спектр рентгеновского излучения, наблюдаемый при виброударной активации полевого шпата. На спектре четко проявляется характеристические K_α – линии элементов, составляющих кристаллическую решетку полевого шпата – алюминия (энергия возбуждений K_α – линий которого равна 1,487 кэВ), кремния (энергия возбуждений 1,740 кэВ) и калия, натрия (3,133 – 3,997 кэВ).

Анализ спектра, наблюдаемого при разрушении полевого шпата под действием виброударного нагружения, показывает, что основной спад интенсивности тормозного излучения наблюдается при энергии фотонов $4 \div 6$ кэВ. Это значение можно считать эффективной коротковолновой границей. Однако и за этой границей наблюдается появление фотонов, энергия которых достигает 60 кэВ. Отсюда следует вывод, что в развивающейся трещине существуют электронные потоки с очень широким диапазоном энергий, вплоть до 100 кэВ. При этом наибольшее число электронов имеет энергию порядка 5 кэВ. Таким образом, при виброударной активации минералов возникает поток рентгеновского излучения, превышающий почти в 5 раз известное значение.

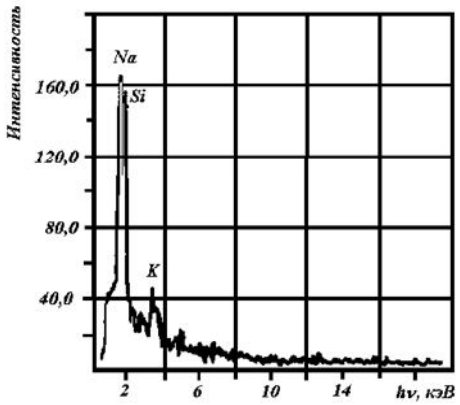


Рис. 1. Спектр рентгеновского излучения при виброударном нагружении полевого шпата

Этот факт подтверждает предположение, высказанное в [3] о передаче энергии экситонным способом. Основной поток рентгеновского излучения при виброударной активации минералов возникает при достижении между разноименно заряженными стенками трещины разности потенциалов, равной $5 \cdot 10^3 \div 10^4$ В. На основании данных по пространственному распределению излучения и эффективности регистрации был произведен расчет полного потока тормозного излучения. Установлено, что он составляет 10^9 фотонов/с·см^2.

Было установлено значение ускоряющего напряжения в развивающейся трещине и рассчитан коэффициент выхода тормозного излучения K ($K = 9{,}12 \cdot 10^{-7} z \cdot V$, где z – порядковый номер элемента, в котором происходит торможение электронов).

Определив величину K и полный поток тормозного излучения N_ϕ, используя

соотношение $K = N_{\phi} / N_e$, удалось оценить величину потока электронов N_e, вызывающего это тормозное излучение. Согласно проведенным расчетам, для исследованных образцов в развивающейся трещине величина потока электронов с энергией, равной 5...6 кэВ, достигает значений 10^{13} электронов/с·см. Конечно, интенсивность эмиссионных процессов в трещине существенно зависит от структуры и электропроводности разрушаемого материала и от скорости разрушения. При этом ясно, что чем больше размеры униполярно заряженных зон на свежеобразованных поверхностях стенок распространяющейся трещины, тем более интенсивны эмиссионные явления и тем они длительнее. Характерно, что при нарушении адгезионных связей, когда каждая из разъединяемых поверхностей оказывается униполярно заряженной, наблюдается очень мощная эмиссия электронов в момент разрыва связей и длительная, медленно (часами) спадающая послеэмиссия со свежеобразованных поверхностей. При разрушении кристаллических тел сильная эмиссия электронов, наблюдаемая в момент разрушения, гасится в течение нескольких секунд. Разрушение материалов сопровождается импульсом эмиссии длительностью в доли секунды. Интересно, что при разрушении композиционных материалов, даже состоящих из аморфных компонентов, наблюдается сильная эмиссия, продолжающаяся довольно длительное время.

Для подтверждения данных предположений была установлена связь между числом ионных вспышек K^+, Na^+ с активированной поверхности полевого шпата. Экспериментально измерялись скорости окисления. До виброударного нагружения минерала окисление идет очень медленно, т.е. практически скорость процесса равна 0 и соответственно скорость слета окислов с поверхности мала. При этом всплесков тока почти нет. С началом виброударной активации увеличивается скорость окисления и испарения окислов, и изменения в величине ионного тока K^+, Na^+ следуют за изменениями скорости испарения окислов. Полный измеряемый ток пропорционален частоте ионных всплесков. И так как «карманы» с примесями однородно распределены по минералу, то и при высоких T (в момент удара) частота всплесков тока не уменьшается со временем.

Интенсивность вспышек тока возрастала при внезапном изменении параметров виброударного нагружения, осуществляемого как при скачкообразном повышении температуры в момент удара, так и при понижении температуры после него. Это связано с тем, что атомы примесей металлов в минерале концентрируются по краевым дислокациям и диффундируют по ним к поверхности кристалла. Любые деформации способствуют выходу дислокаций к поверхности и освобождению атомов примесей.

Таким образом, всплески ионного тока наблюдаются при относительно постоянной T (периодический режим) во время трансформации структур: при переходе α - F_e (объемно-центрированный куб) в γ - F_e (гранецентрированный куб), $\gamma - F_e$ в $\delta - F_e$ (вновь объемно-центрированный куб). При этих трансформациях элек-

тронная эмиссия оставалась неизменной. К такому же эффекту приводила и пластическая деформация минералов. При этом было замечено, что между моментом деформации и всплесками ионного тока проходит время, уменьшающееся с ростом температуры материалов. Это время, вероятно, необходимо для диффузии к поверхности, как дислокаций, так и атомов примесей по дислокационным путям и по границам кристаллических зерен.

Выход примесей из минерала на его поверхность связан с дислокациями в кристаллах. В работе [4] с помощью техники электронных проекторов изучался выход примесей на поверхность острия, сделанного из технически чистых Pt, Ag или Cu, при резких изменениях температуры острия. Наблюдались быстрые изменения отдельных локальных участков автоэмиссионного изображения, которым соответствовали локальные «извержения» примесей.

При виброударном нагружении минералов в момент удара образуются локальные участки, на которых происходит выход примесей. Этим примесям соответствуют большие значения коэффициентов диффузии внутри минерала. Они могут быть объяснены выходом дислокаций с повышенным (относительно равновесного) содержанием примесей на поверхность, под воздействием напряжений на поверхности происходит разрядка дислокаций, сопровождаемая последующим испарением примесей. При этом образуется градиент концентрации примеси вдоль оси дислокации, и таким образом создаются условия для продолжения процесса «извержения». Так как при «извержении» примесей могут образовываться новые дислокации, то процесс может стать самоподдерживающимся.

При виброударном нагружении дефекты решетки и дислокационные каналы представляют собой ловушки для примесных атомов минералов, и всплески ионного тока могут возникать как в результате «обдирания» поверхностных слоев материала при любом способе режиме виброударной активации его поверхности, так и в результате деформаций, приводящих к выходу дислокаций на поверхность минерала.

Концентрация примесей калия и натрия в дефектах решетки может оказаться столь большой, что помимо ионов K^+ может наблюдаться также эмиссия полимерных ионов K_n^+, Na_n^+, правда, значительно меньшей интенсивности, чем ионов K_n^+, Na_n^+.

Использовался полевой шпат химический состав, которого приведен в таблице 1.

Таблица 1

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ПОЛЕВОГО ШПАТА

Компоненты	Ортокласс		K_2O	Na_2O
	SiO_2	Al_2O_3		
% содержания	65,7	18,7	15,1	0,5

Для подтверждения образующейся при виброударном нагружении поверхностной и объемной ионизации, были проведены исследования с полевым шпатом.

При виброударной активации в рыхлой сетке $Al\text{-}O\text{-}Si$ мигрируют ионы щелочных металлов (ионная проводимость), которые отсасываются слабым электрическим полем. Эти предположения подтвердились. При изучении механизма электропроводности активированного слоя было обнаружено явление высоковольтной поляризации, указывающее на ионную проводимость. Из вида зависимости между временем работы источника и необходимой для поддержания постоянной эмиссии температуры следует, что при виброударной активации действительно идет диффузия ионов к поверхности.

Как показали исследования, из зоны трещины одновременно с электронами эмитируются и положительные ионы, т.е. происходит перераспределение или передача энергии по экситонному механизму, когда наряду с электроном эмитирует и положительный ион в виде «дырки». В таблице 2 представлены данные, характеризующие ионизационные свойства полевого шпата при получении токов положительных ионов.

Таблица 2

ИОНИЗАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПРОЦЕССА ВИБРОУДАРНОЙ АКТИВАЦИИ ПОЛЕВОГО ШПАТА

Исходное вещество	Вид ионов		Плотность токов, j, А/см^2
Полевой шпат	Na^+	K^+	10^{-4}

Оказалось, что виброактивированные порошки алюмосиликатных минералов, полученные методом виброударного нагружения, помимо ионов не эмитируют нейтральные атомы щелочных металлов. Чтобы заметить эмиссию нейтральных частиц, над активированным порошком полевого шпата была помещена пластинка германия под положительным относительно источника потенциалом, и измерялась работа выхода германия. Никаких изменений в величине φ не было замечено, хотя φ германия весьма чувствительна к загрязнению поверхности атомами щелочных металлов (эти опыты велись при остаточном давлении в приборе $\sim 10^{-10}$ тор).

Одновременный выброс электронов и ионов из трещины может быть следствием развития в трещине газоразрядных процессов. До последнего времени считалось, что обязательным условием развития разряда является проникновение в трещину газа из окружающей среды. По этой причине считалось, что разрушение твердых тел так же, как и нарушение адгезионных связей, в высоком вакууме не будет сопровождаться разрядом. Проведенные исследования при изучении механизма виброударной активации минералов, в частности полевого шпата, показали, что газовый разряд в вакууме наблюдается при разрушении как когезионных, так и адгезионных связей.

На рис. 2 приведены кривая изменения интенсивности газоразрядного свечения, наблюдаемого при виброударном нагружении полевого шпата.

Параллельно проводили изучение спектрального состава свечения и эмиссии электронов, а также масс-спектрометрическое определение выделяющихся при разрыве связей газообразных продуктов. Это позволило сделать вывод о том, что свечение при виброударной активации полевого шпата обусловлено главным образом зажиганием газового разряда в выделяющихся при разрушении газах, образующихся в результате «обдирания» поверхностных слоев минерала и приводящих к выходу дислокаций на поверхность минерала.

Проведенные в последнее время опыты по одновременной регистрации электромагнитного излучения и эмиссии электронов показали, что в начальный момент разрушения наблюдается как электромагнитное излучение, так и эмиссия электронов, а на более поздней стадии наблюдается только эмиссия электронов. Эти результаты свидетельствуют о том, что газоразрядные процессы, следствием которых и является электромагнитное излучение, протекают и на начальной стадии образования и распространения трещины. Это позволяет предложить следующую последовательность электрических процессов, происходящих в трещине. Разведение зарядов, происходящее при развитии трещины, создает в ней поле высокой напряженности. Под действием поля возникает электрический разряд. В результате воздействия разряда происходит модифицирование свежеобразованных поверхностей. Вследствие инжекции носителей из разряда и заполнения поверхностных ловушек возникает вторичный нескомпенсированный заряд, который затем постепенно релаксирует за счет проводимости и эмиссии захваченных электронов.

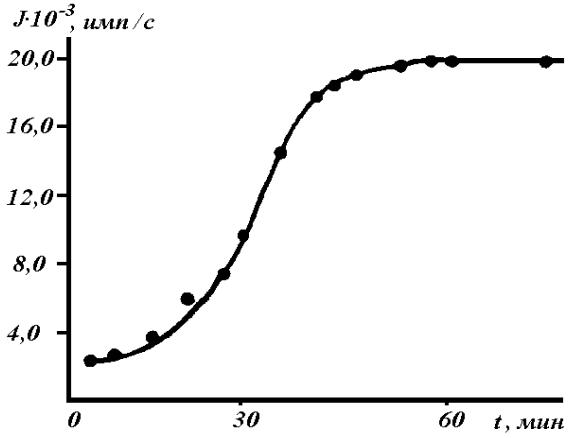


Рис. 2. Зависимость интенсивности свечения при нарушении адгезионных связей полевого шпата от времени виброударной активации

В пользу такого предположения свидетельствуют данные [5] о возникновении вакуумной искры при разрушении твердых тел, т.е. о возможности вакуумного пробоя, возникающего между положительно и отрицательно заряженными участками разъединяемых поверхностей в полях высокой напряженности.

Таким образом, эти виброударные нагружения изменяют свойства свежеобразованных поверхностей. Поскольку интенсивность как эмиссионных, так и электроразрядных процессов определяется скоростью разрушения, то естественно, что эти процессы будут определяться специфичностью и интенсивностью процесса активации минералов

В результате виброударной активации, как показали экспериментальные данные, образуются системы с устойчивыми источниками, которые могут быть использованы в сверхвысоковакуумных условиях. В процессе виброударного воздействия образуются порошкообразные эмиттеры, являющиеся источниками ионов специального назначения. Причем полученные при виброударной активации, эмиттеры обладают устойчивостью тока во времени и возможностью получения токов ионов с различной плотностью.

Список литературы

1. Светкина Е.Ю. Процессы поверхностной и объемной ионизации активированного слоя при вибронагружении метериалов в вертикальной вибрационной мельнице // Вибрация в технике и технологиях. – 2003. – №5(31). – С. 61 -63.

2. Светкина Е.Ю., Франчук В.П. Температурные эффекты при вибронагружении // Науковий вісник НГУ. – 2003. – №1. – С. 70-72.

3. Светкина Е.Ю. Механизм передачи энергии при виброударном нагружении материалов // Сборник научных трудов Национального горного университете. – Д.: Навчальна книга. – 2004. – №19. – Том 5. – С. 277-285.

4. Энергетические выходы в условиях высокого давления и деформации сдвига // Даниэлян Н.Г., Торосян А.Р., Мельниченко В.В., Карапетян Т.Д. // Механохимический синтез в неорганической химии. – Новосибирск: Наука. Сиб. Отд-ние, 1991. – С. 56-59.

5. Зандберг Э.Я., Ионов Н.И. Поверхностная ионизация. – М.: Наука. – 1969. – 432 с.

УДК 622.48

© С.С. Гребенкин, В.Д. Рябичев,
Б.А. Перепелица

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РАСЧЕТА И ВЫБОРА ПРОСТРАНСТВЕННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ЩИТОВЫХ КРЕПЕЙ ДЛЯ ОТРАБОТКИ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведено розрахункові залежності щодо вибору просторово-технологічних параметрів щитового кріплення, з урахуванням його взаємодії з гірським масивом.

Приведены расчетные зависимости по выбору пространственно-технологических параметров щитовой крепи, с учетом ее взаимодействия с горным массивом.

Settlement dependences for choice spatially-technological parameters panel board timber, taking into account its interaction with mountain range are resulted.

При эксплуатации крутых пластов применяют различные системы разработки, позволяющие вести очистную выемку в любом направлении, преимущественно по простиранию или падению.

При выемке по падению значительное распространение получила щитовая крепь разнообразных конструкций, которые классифицируют следующим образом:

- по принципу работы – на крепь оградительного и оградительно-поддерживающего типа;
- по форме перекрытия – на плоскую и арочную;
- по способу перемещения – на самопередвигающую и с принудительным перемещением;
- по числу щитов, перекрывающих мощность пласта – на одинарные и двойные (спаренные, сдвоенные).

Наибольшее распространение в горной практике получили щитовые крепи оградительного и оградительно-поддерживающего типов (рис. 1).

Задача расчета крепи щитового типа является пространственной, сложной и многообразной и во всей сложности пока не решена.

Режим движения щитовой крепи характеризуется попеременными опусканиями и остановками. Шаг опускания щита может быть различным в зависимости от технологии выемки.

В общем случае можно выделить следующие стадии работы щита:

– *начальную* – над щитом искусственно создают первоначальную засыпку;

– *пусковую* – щит приводится в рабочее положение; выемку (подвигание щита) – попеременные опускания и остановки щита.

В начальной стадии проходят монтажную камеру, которая располагается горизонтально для удобства монтажных работ. После монтажа щитовой крепи над нею преднамеренно насыпают дробленные, неслеживающиеся породы высотой около 1,5 мощности пласта, образующие так называемую породную подушку или породный буфер. Породная подушка выполняет две важнейшие функции: защиту крепи при ее движении от динамических нагрузок (падение больших породных глыб) и непосредственное поддержание кровли на границе выработанного пространства. Поэтому дробленые породы должны иметь достаточную механическую прочность и не раздавливаться под их действием.

Экспериментально доказано, что расчетную реакцию щит развивает уже в начальный период $0 - t_0$ (рис. 1, б).

В период пусковой стадии, несколькими, поочередными взрываниями бортового целика у почвы пласта щитовая крепь приводится в положение, нормальное к плоскости пласта, в период рабочей стадии реакции щита уменьшаются вследствие того, что щит уходит из-под нагрузок. В этот период и происходит планомерная выемка угля путем углубления взрыванием дна траншеи и верхних частей образующих ее бортовых целиков у почвы и кровли, что вызывает периодические опускания (падения) щитовой крепи. Следом за ней перемещаются дробленые породы породного буфера.

В рабочей стадии, за пределами t_0, щит опускается в периоды $t_0 - t_1$, $t_1 - t_2$ и т.д. при выбранном для данных условий шаге опускания $l_ш$. Начиная с момента остановки щита (t_1, t_2, t_3), его суммарная реакция постепенно растет, а во время падения щита она резко уменьшается до величины R_{min}, а в момент удара щита о целики траншеи его реакция резко возрастает до величины R_{max}, которые в принципе могут превышать $R_{расч}$.

При правильно выбранном шаге опускания щита он падает с небольших высот, поэтому энергия его ударов о целики и, следовательно, его суммарная реакция малы, и, как показывают эксперименты, расчетную реакцию щита следует принимать по ее значению для начальной стадии, то есть для статического состояния. В расчетной схеме (рис. 6.9) величина h принята по максимальной интенсивности нагрузки на щит, что идет в запас величин реакций щита. Влияние изгибающих моментов $\sum_1^n M_i$, создаваемых зависаниями кровли, здесь не учитывается, поскольку кровля в выработанном пространстве опирается на обрушенные породы, давление на которые поглощается реакциями почвы пласта.

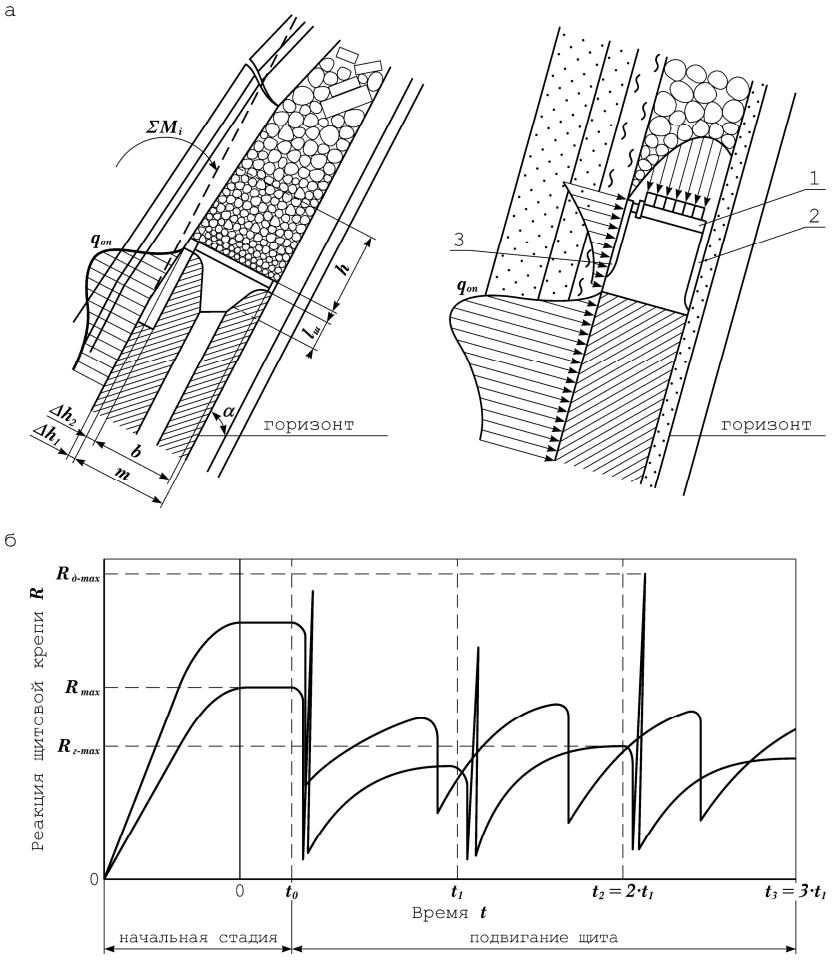


Рис. 1. Схема взаимодействия щитовой крепи с вмещающими породами и породным буфером: а – расчетная схема крепи поддерживающего типа; б – график динамики реакций щитовой крепи: 1 – гидростойка; 2 – основание крепи; 3 – перекрытие крепи

Влиянием трения торцевых сторон щита можно пренебречь уже при отношении

$$\frac{L}{h_в} > 3,$$

где L – длина щита;

$h_в$ – величина породной подушки.

Обычно $L / h_в > (4 \div 5)$, поэтому задачу о давлении сыпучего материала на щит в средней части его длины вполне допустимо рассматривать как плоскую.

Давление на щит определяется из условий равновесия, при $\alpha = 90^\circ$:

$$(\sigma_z + d\sigma_z) \cdot b - \gamma \cdot b \cdot dh + 2 \cdot f \cdot \varepsilon \cdot dh = 0, \quad (1)$$

где f – коэффициент трения обрушенных пород о кровлю и почву;

ε – коэффициент бокового давления;

γ – объемный вес сыпучих над щитом (породной подушки).

Решение этого уравнения при $h \to \infty$ дает максимальную реакцию щита

$$p = \frac{k \cdot \gamma \cdot b^2}{2 \cdot f \cdot \varepsilon}, \quad (2)$$

где k – коэффициент неравномерности или коэффициент запаса.

Максимальную реакцию щита можно определить при $\alpha = 90^\circ$ и из условия равновесия:

$$p = Q_z - 2 \cdot \sum_1^n f_i, \quad (3)$$

где Q_z – вес призмы пород, оказывающие давление на щит;

$\sum_1^n f_i$ – суммарное трение по одной из вмещающих пород.

Следовательно,

$$p = \frac{k \cdot \gamma \cdot b^2}{\frac{b}{h} + f \cdot \varepsilon}, \quad (4)$$

где на основании расчетов принято $b = 0{,}8$ т.

Таким образом, уравнение (4) отражает те же соотношения, что и формула (2).

Ширину раздвижного щита следует принимать из условия

$$b = h_в - (\Delta h_1 + \Delta h_2), \quad (5)$$

где Δh_1 – деформации краевой зоны пласта на контакте со щитом, согласно исследованиям на моделях $\Delta h_1 = 0{,}5 \cdot \Delta h_2$;

Δh_2 – резерв на возможные утонения пласта, $\Delta h_2 \approx 0{,}1 \cdot h_в$.

Таким образом, приведенный аналитический аппарат позволяет обоснованно выбирать пространственно-технологические параметры щитовой крепи в условиях отработки крутых угольных пластов.

Список литературы

1. С.С. Гребенкин, В.В. Косарев, С.Е. Топчий и др. Основы создания и эффективной эксплуатации систем жизнеобеспечения очистного оборудования для угольных шахт. – Донецк: «ВИК», 2009. – 372 с.

2. А.А. Борисов Основы геомеханики горных массивов. – Л.: ЛГИ, 1989. – 93 с.

УДК 622.272:622.23.083

© А.М. Кузьменко, А.И. Фурман,
А.Н. Зубко, В.Ю. Усатый

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Розглянуто ефективність застосування самохідного комплексу гірничих машин на очисних і підготовчих роботах при підземному добуванні руди на передових підприємствах.

Рассмотрена эффективность применения самоходного комплекса горных машин на очистных и подготовительных работах при подземной добыче руды на передовых предприятиях.

Efficiency of application of a self-propelled complex of mountain cars on clearing and spadework is considered at underground extraction of ore at the advanced enterprises.

В Украине значительное количество полезных ископаемых добывается подземным способом. В последние годы горнодобывающая промышленность, хотя и утратила многие прежние свои позиции, но представляет собой крупный производственно-хозяйственный комплекс. Ее экономическое положение влияет на все сферы производства. Предприятия были одним из лидеров по динамике развития, обусловленной благоприятной внешней конъюнктурой, оживлением внутреннего спроса на металлопродукцию и повышением эффективности ее экспорта.

Разведанные запасы железных руд в Украине оцениваются в 32,2 млрд. т, причем по данным геологических служб Криворожского бассейна, предельная глубина распространения основных железорудных залежей составляет 2500-3000 м. Длина залежей колеблется от нескольких десятков до нескольких тысяч метров, а мощность – от 2 до 150 м [1]. Производство железной руды увеличилось во всех основных странах производителях, за исключением США.

В России подземным способом добывают 10% руд черных металлов, 40% руд цветных и редких металлов и 60% горно-химического сырья. Как правило, это более богатые руды, и их фактическая роль его в минерально-сырьевом обеспечении промышленности значительно выше в сравнении с открытым способом. Долевое участие подземных рудников в обеспечении производства минеральным сырьем колеблется в пределах 28-30%. Ввод в эксплуатацию на КМА Яковлевского рудника обеспечить добычу нескольких десятков миллионов тонн богатой железной руды (с содержанием железа до 72%).

В пользу развития подземного способа говорит то, что, кроме более высокого качества добытой руды, в десятки раз сокращаются площади, занимаемые под горное производство. Для извлечения запасов богатой руды, оставленной в бортах ряда карьеров подземному способу альтернативы нет. Основным критерием горного производства является обеспечение объемов добычи горной массы. В рыночных условиях на рудниках применяются технологии, обеспечивающие наибольшие качественные и количественные показатели: высокопроизводительные системы разработки с выделения типов и сортов руды, с усреднительными и другими процессами, которые повышают качество рудной массы. Конечная цель политики горного предприятия заключается в стимулирование выпуска товарной продукции, которая полностью удовлетворяет ее потребителей по сортименту и качеству при существенном снижении цен.

Как показывает опыт работы передовых предприятий отрасли, что их ориентация на самоходное оборудование, и совершенствование систем разработки, дает положительный результат. Это можно проследить на работе крупнейших рудниках таких как: Яковлевский рудник ООО «Металл-Групп» и шахта им Губкина ОАО «Комбината КМА-руда», Гайский ГОК и ОАО «Учалинский ГОК» – один из крупнейших горно-обогатительных комбинатов по производству цинкового и пиритного концентратов (Россия), рудник «Кируна» (Швеция) и ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЗАО «ЗЖРК») – горное предприятие по добыче железных руд подземным способом.

На ОАО Яковлевский рудник планирует вести разработку залежи железной руды мощностью до 400 м на участке 1,5 км с применение самоходной техники с откаткой руды железнодорожным транспортом. Разработка рудного тела будет производиться одним этажом, между гор. 370 и 425 м. На руднике работают самоходные буровые установки (СБУ) «Аксера», «Мономатик», а также погрузочно-доставочные машины (ПДМ) TORO-301 и TORO-400. Погрузка руды из камер производится самоходным оборудованием с торцевым выпуском. Для установки крепи применяется подъёмная платформа Pans UNI-50.

Заслуживает внимания организация проходческих работ, где задействовано самоходное оборудование. Созданы две бригады – бурильщиков и машинистов ПДМ. Это вызвано необходимостью повысить ответственность эксплуатационного персонала за состоянием машин. Недостаточная квалификация слесарной группы и малый опыт приводит к длительным простоям, так за 2 года эксплуатации 11 ПДМ TORO вышли из строя 3 дизельных двигателей. Средняя производительность на проходчика составляет 6,5 $м^3$/смену. Рудник сконцентрировался на освоении оборудования одной фирмы «Сандвик Тамрок», что обеспечивает подбор комплекса машин по производительности, приобретения опыта, а также облегчает его ремонт и обеспечение запчастями.

Шахта им. Губкина имеет годовую добычу 4 млн. т кварцитов. На проходке вентиляционного штрека работает комплекс самоходных машин, состоящий из буровой СБУ «Бум-104» и породо-доставочной машины «Wagner EST 2D». При сечении выработки $S = 12$ $м^2$ бригада проходчиков в среднем проходит до 100 м. За период эксплуатации существенных сбоев в работе ПДМ «Wagner EST 2C» не выявлено.

На Гайском ГОКе в эксплуатации находится более 85 единиц самоходной тех-

ники разного назначения, а именно ПДМ, буровые и вспомогательные машины. Технической политикой предприятия является списание машин, которые выводятся с эксплуатации через 10 лет. Капитальный ремонт не производится. Ежегодно парк самоходной техники обновляется десятками машин.

Для обслуживания машин создана система специализированных участков по видам применяемых машин. На участке находится персонал по эксплуатации машин и их ремонту на специально оборудованном подземном пункте. Аналогично организована эксплуатация, обслуживание и ремонт буровой техники, а также машин вспомогательного назначения. Весь комплекс планово-предупредительных ремонтов выполняется узкоспециализированным персоналом по графикам. Ремонтный пункт оснащен стендами для испытания гидроаппаратуры, стартеров, генераторов, дизельных двигателей, топливной аппаратуры, дистиллятором, для производства дистиллированной воды. Имеется склад запасных частей.

Эксплуатация самоходной техники организована таким образом, чтобы 50% техники находилось в работе и 25-30% в отстое на случай потери работоспособности машин.

ОАО «Учалинский ГОК» разрабатывает залежи открытым и подземным способами Учалинское, Молодёжное, Узельгинское и Талганское месторождения медных и медно-цинковых колчеданных руд. За десять лет добыча руды подземным способом возросла с 0,8 до 3,6 млн. тонн.

В настоящее время на комбинате эксплуатируется более 130 единиц высокопроизводительного горного оборудования различных фирм. Для бурения глубоких скважин применяют буровые машины Соло-1020, Соло-1008, Соло-605, УБШ-322, а при проведении горизонтальных выработок используют буровые каретки «Тамрок», Минибур, Миниматик, Мономатик. Заряжание шпуров и скважин производят самоходной машиной Чарпек-6605В фирмы «Нормет». Отгрузка горной массы из очистных и горнопроходческих забоев осуществляется ПДМ «ТОРО501», «ТОРО-400» и автосамосвалы фирмы «Тамрок» и МоАЗ-504. Дробление негабаритов непосредственно у очистных камерах выполняется самоходным бутобоем SWKS-5, а на решетках грохотов – Раммер-ВВЛ 9400/Е68.

Для поддержания кровли и стенок выработок в ослабленных зонах используется тросовые анкеры диаметром 0,15 мм, которые устанавливаются с помощью установки КАБОЛТ Г-695 (глубина крепления до 25 м). Крепление выработок железобетонными штангами производится при помощи самоходной машины. На базе ЛК-1 смонтирован пневматический нагнетатель раствора в шпуры и подъемная корзина для людей. На стенки выработок набрызгбетон наносится установкой СБ-67, которая установлена на базу автосамосвала МоАЗ. Дорожное полотно поддерживается в исправном состоянии при помощи бульдозера Т-170 и автогрейдера ГС-10, переоборудованного для работы в подземных условиях.

Рудник «Кируна», добывает 26 млн. тонн железной руды (магнетитовая) с последующим обогащением и производством окатышей. На руднике имеется 15 машин TORO-2500E и TORO 011Д. На очистной выемке одновременно работает 10-12 машин TORO-2500E. Расстояние от места погрузки до разгрузочного пункта (РП) составляет 50-150 м. Для дробления негабаритов применяется самоходный гидромолот

«Раммер».

Проходка горизонтальных выработок осуществляется проходческими комплексами самоходных машин в составе ПДМ типа TORO» и буровой машины «Аксера».

Бурение глубоких скважин станками типа «Соло» производится в полуавтоматическом режиме. Оператор находится в специальном «модуле», имеющем отличную звукоизоляцию и управляет двумя станками одновременно. Удаленность модуля управления объясняется требованиями по шуму. Здесь находится два пульта управления, два TV монитора, устройства телевизионной и радиосвязи, документация. Возле станков установлены прожектора освещения, TV камеры наблюдения, ящики с запасом коронок.

На концентрационном горизонте 1045 м (откатка) и в этаже загрузки этажа 1045-1175 м находится полностью автоматизированная зона, работающая в заданном режиме. Зона закрыта для посещения персоналом и открывается только на период наладки оборудования. Горные работы ведутся в автоматическом режиме, где машины оборудованы видеокамерами и приемниками лазерных и радиоволн. ПДМ и СБУ управляются оператором с поверхности.

ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЗАО «ЗЖРК») – горное предприятие по добыче железных руд подземным способом, созданное на базе Южно-Белозёрского месторождения богатых железных руд. Запасы по месторождению до глубины 1200 м составляют 162,8 млн. т (на 01.01.09 г.). Руды месторождения относятся к гематито-мартитовым и представлены мартитом, дисперсным гематитом и железной слюдкой. Среднее содержание железа в руде по месторождению 61,18%, в кварцитах около 37%, в сланцах – 29-30%. Совместно с богатыми железными рудами в Белозерском железорудном районе залегают магнетитовые кварциты с содержанием железа магнетитового 24,5-25,9% с прогнозными запасами около 7 млрд. тонн.

Подготовка рудного тела к отработке осуществляется этажными и подэтажными горизонтами. По горизонтам со стороны висячего и лежачего боков месторождения на расстоянии 20-30 м от руды проходятся полевые штреки, которые через 30 м друг от друга соединяются между собой ортами.

Технология очистной выемки на комбинате совершенствуется, начиная с 1970 года – года ввода предприятия в эксплуатацию, в направлении:

– увеличения высоты камер с 35 м, на начальной стадии отработки Южно-Белозерского месторождения, до 80 и 140 м при отработке северного фланга в маркшейдерских осях 8с-10с при объединении этажей 340-400 м и 400-480 м. В этажах 480-640 м высота камер достигла 160 м. В настоящее время высота очистных камер в этажах 640-740 м и 740-840 м достигла 200 м;

– увеличения ширины камер с 15 м до 22,5-30 м.

Претерпела изменения и форма камер – если на первом этапе отработки месторождения очистные камеры были прямоугольной формы, затем трапециевидной, то в этажах 480÷640 м отработка запасов осуществлялась ромбовидными камерами по простиранию. При этом варьировалось как количество стадий отработки камерных запасов, от одной до трех, так и количество камер в технологическом участке, которое изменялось от 4 до 8. В настоящее время в этажах 640-740 м и 740-840 м используется подвариант камерной системы с наклонным днищем. В данном случае вибро-

установки как первичной, так и вторичной камер расположены у лежачего бока и наклонное днище вторичных камер позволяет уменьшить наклонное обнажение пород висячего бока, тем самым повысить устойчивость наклонного обнажения висячего бока и, естественно, увеличить параметры очистных камер: длины до 60 м, ширины – 30 м, высоты – 100 м (высота этажа), с выемочными запасами 300-600 тыс. тонн руды.

Бурение глубоких скважин Ø 89-102-105 мм осуществляется станками НКР-100 МПа и буровыми установками «Simba H 1352» из подэтажных буровых ортов и штреков. В год на комбинате бурится более 400 км глубоких скважин, из них 40% станками «Simba».

На выпуске руды из камер в 25% случаев используются погрузочно-доставочные машины TOPO-400E, производительность которых составляет до 30 тыс. тонн руды в месяц, что сопоставимо со средней производительностью одной камеры. Возможности вибровыпуска – до 100 тыс. тонн руды в месяц.

Проходка горизонтальных горных выработок осуществляется буровзрывным способом. Для бурения шпуров применяются перфораторы типа ПП-50В и ПТ-48, так и механизированные буровые установками типа УБШ, «Boomer», «Axeca». Для отгрузки горной массы используются ПДМ типа PNE-2500(1700), TORO-400E, Wagner-3,5.

Первый опыт применения самоходных машин был получен при подготовке к очистной выемке гор. 508-510 м. Для этого был задействован проходческий комплекс, состоящий из буровой установки УБШ-221 и погрузочно-доставочной машины PNE-1700. За это время было пройдено 396 погонных метров выработок и отбито 2973 м горной массы. Производительность машины в смену составляла от 10,5 до 11,2 м, а проходчика – 5,2-5,58 м^3/чел. см.

Имея низкие показатели по производительности машин PNE-2500, большие потери руды (до 10%) и высокое засорение (до 5,2%), дальнейшие работы по применению данных машин были прекращены до приобретения ПДМ с большим объемом ковша и доработки элементов системы разработки.

В конце 2000 года была приобретена погрузочно-доставочная машина TORO-400E. Определены размеры конструктивных элементов днища камер при торцовом выпуске руды на самоходную технику и их устойчивость; рассчитано оптимальное сечение ортов-заездов и откаточных ортов и штреков при применении на выпуске ПДМ TORO-400E, которая равняется не менее 14,3 м^3. Практическим путем определена необходимая длина ортов-заездов в 12-15 м.

При подготовке этажа 640÷740 м широкое применение получили проходческие комплексы, состоящие из буровой каретки Boomer-H251 и погрузочно-доставочных машин PNE-2500 и TORO-400E. Использование высокопроизводительного и надежного оборудования позволило увеличить темпы проходки выработок до 135 метров в месяц при пятидневной рабочей неделе. Производительность труда проходчиков возросла до 10,5-11,2 м^3/чел. см. Всего при подготовке камеры 1/6с этажей 665-715 м в эксплуатацию, было пройдено 694 м нарезных выработок и отбито свыше 9000 м^3 горной массы. Себестоимость проходки 1м^3 отбитой горной массы составила 134-141 грн/м^3. Удельные затраты горно-нарезных работ при подготовке камеры 1/6с

составили 6,42 м на 1000 тонн подготовленных камерных запасов руды.

Для эффективного применения комплекса самоходных машин необходимо учитывать горно-геологические особенности месторождения и технические характеристики горного оборудования, не ориентируясь только на одну фирму производителя. В отдельных случаях это оправдано, а других требует корректировки технической политики предприятия, учитывая горное давление и крепость вмещающих пород. Самоходные машины имеют значительные габариты. Это приводит к увеличению сечения горных выработок, что не всегда возможно по критерию устойчивости пород к обнажению и сейсмики взрывных работ или влечет дополнительные затраты на крепление.

При заложении горных выработок необходимо учитывать габариты самоходных машин и возможность их маневра, что приводит к увеличению объемов горных работ и времени на их реализацию. Возрастают затраты на подготовку полевых выработок, что отрицательно сказывается на себестоимости добычи руды.

Несмотря на организационные недостатки, необходимое время для приобретения опыта в эксплуатации, обслуживании и ремонте самоходных машин, а также совершенствование технологии добычи железной руды позволило ЗАО «ЗЖРК» достичь производительности в 4,5 млн. т в год. Применение самоходных проходческих комплексов, состоящих из буровых установок, погрузочно-доставочных машин, зарядных устройств и вспомогательных машин позволило повысить производительность труда, увеличить скорость проходки в 3-4 раза, обеспечивает безопасность труда и эстетику производства.

Список литературы

1. Колосов В.А., Дядечкин Н.И. Состояние и перспективы развития сырьевой базы горно-металлургического комплекса Украины // Горный журнал. – 2005. – №5. – С. 10-13.

© Я. Ярош

НЕКОТОРЫЕ ПРОБЛЕМЫ ЛИКВИДАЦИИ КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШАХТ В ПОЛЬШЕ

У статті представлені деякі проблеми, пов'язані з ліквідацією кам'яновугільних шахт у Польщі, що стосуються сфери джерел фінансування, а також розміру її вартості.

В статье представлены некоторые проблемы, связанные с ликвидацией каменноугольных шахт в Польше, касающиеся сферы источников финансирования, а также размера ее стоимости.

Some problems, related to liquidation of mines of anthracite coal in Poland, touching the sphere of sourcings financement and also size of its cost, are presented in the article.

1 Реструктуризация промышленности каменного угля в Польше – стоимость ликвидации шахт

Изменения строя, каким с 1989 года подвергается Польша, коснулись также и польской экономики, которая из управляемой центрально, должна была – практически изо дня в день – перейти в экономику свободного рынка. Этот процесс проходил особенно болезненно в тех отраслях экономики, которые в прежнюю эпоху особенно выделялись из-за стратегического значения для всего коммунистического строя. К таким, без сомнения, надо причислить горное дело каменного угля.

В момент строевой трансформации, 20 лет тому назад, оно было полностью неприспособленно к правилам конкуренции свободного рынка, с большой сверхпродукцией, штатными излишествами и без рациональной программы выхода из этого состояния. Очередные правительственные группы встречались, таким образом, с проблемой разработки и проведения реформ в польском горном деле. На протяжении свыше десятка лет, разделяющих нас от этого периода, были осуществлены в разном объеме восемь разных программ, которые привели отрасль, а, по крайней мере, ее часть к началам рентабельности. В очередных программах предполагались разные стратегические и временные цели, но приоритетом каждой из них являлось ограничение занятости и ликвидация слишком больших продуктивных способностей.

В 1990 году в Польше работала 71 шахта, в которых работало 400 тыс. человек, в большей мере, в непродуктивных сферах деятельности. Одним их действий, осуществление которого давало возможность ограничить как занятость, так и слишком боль-

шие продуктивные способности, была ликвидация шахт, признанных постоянно нерентабельными из-за эксплуатированных уже ресурсов угля, или же из-за эксплуатации в очень неблагоприятных условиях, делающих невозможным добычу угля.

Процесс ликвидации шахт, начатый в 1994 году, осуществляется до сих пор. Одними из первых в состояние ликвидации были поставлены Валбжиские шахты каменного угля. Из-за отсутствия опыта по ликвидации и особенно тяжелые гидрогеологические условия, в каких работали эти шахты, процесс их целостной ликвидации продолжался относительно долго (8 лет) и был слишком дорогим (свыше 374 млн. зл). Похожее положение имело место, например, в случае ЩКУ Нова Руда, ликвидация которой продолжалась 9 лет и стоила около 280 млн. зл. В случае очередных шахт ликвидации были проведены решительно более рационально. Итого в период с 1994 по 2005 гг. были целостно ликвидированы 38 шахт. Суммарная стоимость ликвидации шахт составила свыше 3 700 млн. зл.

Эти расходы вмещали, как действия связанные с физической ликвидацией шахт (ликвидация выработок, стволов и инфраструктуры на поверхности), так и с рекультивацией территории после шахт, устранением горных ущербов на поверхности, накачкой соленых вод. В табл. 1 представлено процентное участие расходов отдельных групп действий, осуществляемых в рамках ликвидации шахт в интересующий нас период.

Таблица 1

ПРОЦЕНТНОЕ УЧАСТИЕ РАСХОДОВ ОТДЕЛЬНЫХ ГРУПП ДЕЙСТВИЙ, ПРОИЗВОДИМЫХ В ПРОЦЕССЕ ЛИКВИДАЦИИ ШАХТ В 1994-2005 ГГ. (ИСТОЧНИК: СОБСТВЕННАЯ РАЗРАБОТКА НА ОСН. АНАЛИЗ-2006)

№ п/п	Ликвидационное действие	Участие в целостных расходах, %
1	Ликвидация и предохранение коридорных выработок	8,05
2	Ликвидация стволов и шурфов	2,99
3	Ликвидация объектов на поверхности	6,85
4	Выполнение предохранительных работ	17,27
5	Содержание объектов	5,19
6	Предохранение выработок	2,26
7	Ущерб наземных сооружений	5,65
8	Рекультивация	2,34
9	Проекты и документации	1,77
10	Предохранение соседних шахт	16,63
11	Обессоливание соленых вод	0,05
12	Общие действия	21,72
13	Другие	9,13

Анализ данных, указанных в таб. 1 позволяет заметить, что в структуре расходов ликвидации шахт, самое большое участие (почти 22%) имеет группа расходов, связанная с общими действиями. Эти расходы, связаны прежде всего, с действиями по общему правлении шахтами, социальному обеспечению и налоговым обязанностям. Большую часть этих расходов составляли расходы, связанные с социальным обеспечением для свыше 260 тысяч работников, которые ушли с работы в горном деле в рамках реструктуризации горного дела в Польше (Szlązak 2004). Относительно большую часть целостных ликвидационных расходов составляют также расходы, связанные с производством работ, предохраняющих инфраструктуру ликвидируемой шахты (17,27%), а также расходы предохранения соседствующих шахт перед водными, газовыми и пожарными угрозами (16,63%). Итого реализация, выше перечисленных ликвидационных предприятий, составляет 56% целостных расходов, растраченных на ликвидацию шахт в 1994-2005 гг. Следует подчеркнуть, что это не расходы, связанные непосредственно с физической ликвидацией шахт, а лишь с предохранением и содержанием горных предприятий. В табл. 2 представлены подробные данные относительно масштаба ликвидационных задач и их расходов с учетом единичных расходов отдельных предприятий.

Решительное большинство расходов, а значит свыше 87%, связанных с ликвидацией шахт в период 1994-2005 гг. понесло Государственное Казначейство. Государственные дотации на эту цель были необходимы, поскольку неприспособленное к рыночным условиям горное дело, с избыточной занятостью и избыточной производительной мощностью, не было в состоянии исключительно за счет своих средств, провести необычайно тяжелые реформы. Очередные реструктуризационные программы, осуществляемые в течение 15 последних лет, предполагали приведение шахт к рентабельности, что дало бы возможность прекращения их дотирования государством также в сфере ликвидации. Первые шаги в этом направлении были сделаны в легислационной сфере. Государственный закон от 1998 года обязал с 1 января 2000 года все шахты каменного угля учредить ликвидационный фонд, средства которого должны предназначаться на будущую ликвидацию горных предприятий (Закон 1998). Согласно этому закону, шахты передают в этот фонд от 3 до 10% средств из амортизационных отчислений. До 1 января 2006 года ликвидация предприятия финансируется исключительно этим фондом. Средства из этого фонда могут быть использованы исключительно для физической ликвидации горного предприятия и финансирование действий с ней связанных (например, содержание объектов и управление шахтой, рекультивация). Польский закон под горным предприятием подразумевает выделенную часть шахты непосредственно связанную с производством.

Нерешенной проблемой остается вопрос достаточности ликвидационного фонда отдельных шахт. При слишком коротком периоде действия шахты (около 20 лет) средства, накапливаемые на счете фонда и при твердой ставке, не превышающей суммы 10% отчислений от амортизации, не обеспечат, как указывают оценочные расчеты, безпроблемную ликвидацию свыше половины польских шахт каменного угля (при предположении, что к ним относятся как к самостоятельным шахтам, а не как связанным в структурах обществ каменного угля).

Таблица 2

СТРУКТУРА РАСХОДОВ ЦЕЛОСТНОЙ ЛИКВИДАЦИИ ШАХТ В 1994-2005 ГГ. (ИСТОЧНИК: СОБСТВЕННАЯ РАЗРАБОТКА НА ОСНОВАНИИ: АНАЛИЗ-2006)

Группа действий	Вещественный объем (е.и.)		Единичная стоимость [зл]/j.m.	Общая стоимость, тыс. зл	Участие в общей стоимости, %
Ликвидация и предохранение коридорных выработок	2439526,50	[м]	122,62	299 141,80	8,05
Ликвидация стволов и шурфов	87441,50	[м]	1 269,15	110 976,70	2,99
Ликвидация объектов на поверхности	3478,00	[объект]	73 138,36	254 375,20	6,85
Выполнение предохранительных работ	929,00	[задача]	690 959,74	641 901,60	17,27
Содержание объектов	1610,00	[объект]	119 845,34	192 951,00	5,19
Предохранение выработок	22,00	[задача]	3 825 536,36	84 161,80	2,26
Ущерб наземных сооружений	5126,00	[объект]	40 994,17	210 136,10	5,65
Рекультивация	1261,02	[га]	71 679,83	90 389,70	2,43
Проекты и документации	1731,00	[шт.]	38 000,81	65 779,40	1,77
Предохранение соседних шахт	681,00	[задача]	907 735,83	618 168,10	16,63
Обессоливание подземных вод	1,00	[задача]	1 843,00	1 843,00	0,05
Общие действия	x	x	x	807 041,00	21,72
Другие	x	x	x	339 251,00	9,13
Общая стоимость				3 716 116,40	100,00
Прибыль				108 664,00	2,92
Государственные дотации				3 239 376,00	87,18

Решением этой проблемы мог бы быть рост уровня капиталовложений (зависит от конъюнктуры на рынке), освобождение верхнего лимита, обозначающего допустимое значение взноса. Находящийся с осени 2008 года в Сейме проект закона (Геологический и горный закон) предусматривает, в частности, отмену этого лишнего

ограничения, давая предпринимателю возможность рационального распределения средств в этом объеме. Трудно, однако, предвидеть, когда этот закон вступит в силу, поскольку существует сильное сопротивление со стороны оппозиции и профсоюзов, протестующих против многих его записей. До этого момента действует строгий лимит, обозначенный существующим законом.

В связи с вышесказанным, каждый предприниматель добывающей промышленности должен оценить величину фонда ликвидации горного предприятия, что является необходимым для оптимального обозначения размера взноса в этот фонд. Неправильный размер взноса может привести к недооценке фонда, или излишеству средств, которые могли бы поддерживать инвестиции предприятия. То, какой процент из лимита 3-10% следует принять, должно наступать после экономического анализа, обоснованного на:

– оценочных расходах ликвидации горного предприятия;

– оценке на основании достаточности ресурсов периода работы шахты;

– оценке уровня ожидаемых инвестиций.

Только совокупность этих параметров позволяет оптимально подобрать размер взноса в фонд ликвидации горного предприятия. В Польше до 2000 года ликвидация шахт была финансирована из бюджета государства, и шахты подвергались ликвидации независимо от того, были ли у них собраны соответственные средства для ликвидации или нет. Шахты в принципе не должны были обладать знаниями на тему расходов будущей ликвидации (иногда очень отдаленной во времени). С момента прекращения дотаций на ликвидацию шахт из бюджетных средств эти знания необходимы. Каждая шахта должна оценивать наперед стоимость своей ликвидации. С практической точки зрения оценку этой стоимости можно провести двумя способами:

1. Подробно, на основании полного переучета имущества шахты и с использованием исторических знаний о завершенных ликвидационных процессах, а также актуальных ценах относительно горных работ, строительных услуг, услуг сноса и рекультивации территории. Это подробный способ, но очень трудоемкий и требующий специализированных знаний на тему ликвидационных работ.

2. Приблизительно, используя для этого универсальное и сравнимое для всех шахт значение, которым может быть, например, стоимость ликвидации 1 млн. Mg производственных способностей шахты.

В следующих главах будут представлены основные принципы оценки стоимости ликвидации на оснований вышеуказанных методов.

2 Оценка стоимости ликвидации примерной шахты на основании анализа единичных расходов

Оценка стоимости ликвидации шахты вмещает ликвидацию горного предприятия, которая может быть финансирована из ликвидационного фонда, а также ликвидацию остальной инфраструктуры шахты, не связанной непосредственно с добычей, которая не может пользоваться средствами из фонда. Опыт ликвидации 38 шахт, ликвидированных в 1994-2005 гг. выявляет, что стоимость ликвидации горного предприятия составляет около 67% стоимости ликвидации всей шахты (Анализ-

2006). Составными действий связанных с ликвидацией горного предприятия согласно действующему закону являются:

– ликвидация, а также предохранение горных выработок, эксплуатационных камер, отверстий эксплуатационных, бурильных и других, связанных с эксплуатацией ископаемого;

– ликвидация лишних зданий, инсталляций, демонтаж машин и приборов;

– рекультивация территории, оставшейся после шахты;

– содержание объектов, предназначенных к ликвидации – в очередности, обеспечивающей безопасность движения горного предприятия;

– производство предохранительных работ, а также действий, предохраняющих перед угрозами, в связи с ликвидируемым горным предприятием;

– разработка проектов, документаций, мнений, экспертиз и анализов, связанных с ликвидацией шахт;

– общее управление полностью ликвидированной шахтой, с момента прекращения добычи.

Ликвидация оставшейся части инфраструктуры может быть финансирована из другой деятельности

В табл. 2 представлены исторические данные относительно единичных стоимостей отдельных ликвидационных действий. Эта информация позволяет с неким приближением оценить стоимость ликвидации после произведения переучета имущества шахты. Более полные знания о стоимости ликвидации шахты можно получить только после проведения подробной оценки отдельных единичных действий по отношению к каждому элементу шахты индивидуально. В случае объектов и зданий, которых на шахте может быть даже несколько сотен, это требует учета их типа, размеров и строительного материала. Примерные стоимости ликвидации выбранных объектов шахты, определенные на основании технической документации объектов на поверхности, приведены ниже:

1. Стальные конструкции, например подъемные башни	до 1000 зл/т
2. Подъемная двуствольная башня	720,8 зл/т
3. Пути полотна	20-30 зл/м
4. Ограждения	5-10 зл/м
5. Здания	от 25 до 60 зл/м^3

В табл. 3 представлены подробные стоимости ликвидации примерной реальной шахты каменного угля, под договорным названием «XXX» с годовой способностью добычи равной 2,0 млн. Mg. На шахте работает 6 стволов общей длиной свыше 2000 м, учету подлежало около 300 зданий и объектов на поверхности, переданная на рекультивацию территория насчитывает 96 га.

Стоимость ликвидации примерной шахты составила около 73 млн. злотых. Ликвидация одного горного предприятия – около 55 млн. зл.

В следующей главе представлены результаты расчета стоимости ликвидации той же шахты, полученные путем оценки расходов ликвидации 1 млн. Mg производственной способности.

Таблица 3

СТОИМОСТЬ ЛИКВИДАЦИИ ПРИМЕРНОЙ ШАХТЫ «XXX», РАССЧИТАННАЯ НА ОСНОВАНИИ ЕДИНИЧНЫХ СТОИМОСТЕЙ ЛИКВИДАЦИОННЫХ ДЕЙСТВИЙ (ИСТОЧНИК: СОБСТВЕННАЯ РАЗРАБОТКА)

№ п/п	Название позиции расходов	Стоимость ликвидации шахты «XXX», [зл]		
		Итого	Год 1 ликвидации	Год 2 ликвидации
1	Ликвидация и предохранение подземных выработок	5 520 000	5 520 000	0
2	Ликвидация и предохранение стволов, шурфов и уклонов	3 560 000	0	3 560 000
3	Ликвидация лишних зданий, инсталляций, демонтаж машин и приборов	7 100 000	2 500 000	4 600 000
4	Рекультивация территорий после шахты	7 680 000	3 840 000	3 840 000
5	Ремонт ущербов вызванных движением горного предприятия	5 900 000	2 500 000	3 400 000
6	Содержание объектов предназначенных к ликвидации	6 000 000	4 250 000	1 750 000
7	Выполнение предохранительных работ, а также действий предохраняющих перед угрозами, в связи с ликвидированным горным предприятием	12 000 000	6 500 000	5 500 000
8	Разработка требуемых проектов и документации	1 700 000	850 000	850 000
9	Стоимость общего управления в ликвидируемой шахте, социальные расходы, налоги	12 350 000	8 100 000	4 250 000
10	Предохранение соседних шахт	11 500 000	6 250 000	5 250 000
Итого расходы на ликвидацию шахты		73 310 000	40 310 000	33 000 000

3 Оценка стоимости ликвидации 1 млн. Mg производственной способности

Средняя стоимость ликвидации 1 млн. Mg производственной способности примерной шахты была рассчитана на основании исторических данных, касающихся части шахт, ликвидированных в 1994-2005 гг. С целью получить объективный результат к анализу подобраны только те, из всех ликвидированных шахт, стоимость ликвидации которых не расходилась значительно от средней стоимости ликвидации

шахт за этот период. Из расчетов исключена, например, ШКУ Нова Руда, стоимость ликвидации которой составила 330 млн. зл. Учитывая ее небольшую производственную способность (0,6 млн Mg/год) и при средней стоимости ликвидации остальных шахт составляющей около 100 млн. зл вызывало фальсификацию расчетов.

Из похожих соображений не были учтены остальные шахты города Валбжих, а также те шахты, стоимость ликвидации которых, была, в свою очередь, очень малая (например, ШКУ Розалия – 1,58 млн. зл при производственной способности 1,2 млн. Mg/год). В итоге, для расчета стоимости ликвидации 1 млн. Mg производственной способности, была использована информация по ликвидации 21 шахты. Результаты расчетов, а также основные данные, которые служили для анализа, представлены в табл. 4.

Рассчитанная средняя стоимость ликвидации 1 млн. Mg производственной способности составила свыше 68 млн. зл. Можно, однако, заметить, что стоимость эта соединена со временем ликвидационного периода – чем дольше шахта ликвидировалась, тем больше были расходы. Это понятно, поскольку составными стоимости ликвидации являются также действия, которые, хотя и необходимы, но не связаны с физической ликвидацией горного предприятия. Это касается, главным образом, содержания объектов, стоимости управления и необходимых шахтерских служб, а также разного вида налогов и оплат.

Таблица 4

ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ШАХТ, ЯВЛЯЮЩИХСЯ ОСНОВОЙ ДЛЯ ОЦЕНКИ СТОИМОСТИ ЛИКВИДАЦИИ 1 МЛН. MG ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ СПОСОБНОСТИ (ИСТОЧНИК: NEY И ДРУГИЕ 2006)

Шахта	Производственная способность	Период ликвидации		Стоимость ликвидации	
		Начало	Конец	Полная	1 млн. Mg производственной способности
	млн. Mg/год			млн. зл	млн. зл
1	2	3	4	5	6
1	1,38	2005	2006	29,86	21,64
2	1,70	2000	2001	38,33	22,55
3	0,50	2000	2001	23,66	47,32
4	1,10	1999	2001	50,38	45,80
5	1,40	1998	2000	101,67	72,62
6	1,90	2001	2003	23,57	12,40
7	0,90	1998	2000	69,83	77,59
8	2,00	2000	2002	31,97	15,99
9	2,20	1997	2000	70,64	32,11

Продолжение таблицы 4

1	2	3	4	5	6
10	2,40	1996	2000	79,86	33,28
11	2,47	1997	2002	87,91	35,59
12	1,60	1997	2002	98,01	61,26
13	1,06	1994	1999	176,91	166,89
14	2,00	1996	2002	112,20	56,10
15	2,50	1994	2000	122,55	49,02
16	1,10	1994	2000	135,88	123,52
17	1,80	1994	2000	190,34	105,75
18	2,50	1997	2003	106,96	42,78
19	1,00	1994	2001	222,87	222,87
20	1,23	1994	2002	97,50	79,27
22	1,00	1994	2002	107,07	107,07
21	3,40	1997	2005	136,45	40,13
Среднее значение	1,69			96,11	68,16

По этой причине были рассчитаны средние стоимости ликвидации 1 млн. Mg производственной способности независимо для трех групп шахт (I, II, III) с разными периодами ликвидации. Результатом этого является сводка стоимостей ликвидации со времени ликвидации шахт, которая выглядит следующим образом:

Группа шахт	Период ликвидации [годы]	Стоимость ликвидации 1 млн. Mg производственной способности [млн. зл/млн. Mg]
I	1 - 3	39
II	4 – 6	66
III	7 - 9	92

Из приведенной выше сводки следует, что самой эффективной является быстрая ликвидация шахты, в оптимальный период до 3 лет. Продление ликвидационных работ на каждые следующие 3 года дает результат роста стоимости 1 млн. Mg производственной способности около 30 млн. зл.

Предполагая, что примерная шахта «XXX» с производственной способностью ряда 2 млн. Mg будет ликвидироваться относительно быстро, а значит в течение 2 лет, мы можем дать оценочную сумму около 78 млн. зл, которую следует накопить для полной ликвидации шахты.

4 Выводы

В рамках процесса реструктуризации польского горного дела каменного угля было полностью ликвидировано 38 шахт в течение 15 лет. Общая стоимость ликвидации этих шахт составила свыше 3,7 млрд. зл. Государственная дотация к ликвидационным процессам составила около 87% этой суммы. С 2000 года шахты должны копить взнос на ликвидацию горного предприятия в специальном ликвидационном фонде, который составляет 3-10% амортизации от части постоянных средств. С 2006 года польское государство не дает дотаций на ликвидацию шахт – единственным источником финансирования ликвидации горного предприятия является ликвидационный фонд. Размер взноса накопленного в фонде должен обеспечить ликвидацию горного предприятия. Бизнес-план для шахты требует оценки стоимости ликвидации шахты (это касается иногда далекого будущего) и ее ежегодной актуализации. Одним из способов оценки стоимости ликвидации является детальный переучет имущества шахты и оценка ликвидации отдельных объектов шахты. Это точный метод, но он трудоемкий и требует больших практических знаний по ликвидации горных предприятий. В статье представлены результаты оценки подробных стоимостей ликвидации примерной шахты с производственной способностью 2 млн. Mg/год. Эта стоимость, рассчитанная методом подробной оценки всех ликвидационных действий, составила сумму около 73 млн. зл, из чего ликвидация горного предприятия составляет около 55 млн. зл. В статье был предложен также метод оценки стоимости ликвидации шахты путем стоимости ликвидации1 млн. Mg производственной способности, являющимся измеримым измерением величины и степени сложности шахты. Эта стоимость была оценена на основании исторических данных, полученных от 21 выбранных шахт, которые были ликвидированы в 1994-2005 гг. Как оказалось, определенная таким образом стоимость ликвидации 1 млн. Mg производственных способностей, зависит от времени периода ликвидации, и составляет, соответственно, 39 млн. зл для периода 1-3 лет, 66 млн. зл для 4-6 лет и 96 млн. – свыше 6 лет. Стоимость ликвидации шахты с производственной способностью 2 млн. Mg, рассчитанная этим методом для двухлетнего периода ликвидации, составит 78 млн. зл.

Сводка результатов оценки стоимости ликвидации примерной шахты, полученная двумя методами, указывает, что приблизительный метод, опирающийся на сравнении стоимости ликвидации 1 млн. Mg производственной способности позволяет быстро получать результаты, приближенные к результатам подробных методов оценки стоимостей.

Список литературы

1. Analiza i opracowanie danych dotyczących kosztów likwidacji kopalń węgla kamiennego, z uwzględnieniem kosztów likwidacji kopalń węgla kamiennego, z uwzględnieniem kosztów środowiskowych. Praca niepublikowana, archiwum IGSMiE PAN, Kraków 2006.

2. Ney R., Kicki J., Sobczyk E., Jarosz J, Saługa P., Dyczko A., 2006: Metodyka i strategia ograniczania produkcji i likwidacji kopalń węgla kamiennego na tle procesów restrukturyzacji górnictwa. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

3. Szlązak J., 2004: Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1990-2002. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków.

4. Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. – Prawo geologiczne i górnicze, Dz. U. Nr 27, poz. 96 z późn. Zmianami.

5. Saługa P., Jarosz J., Sobczyk E.J., Kicki J., 2008: Fundusz likwidacji kopalń – czy wszystkim wystarczy? Gospodarka Surowcami Mineralnymi Tom 24, Zeszyt 2/4.

УДК 622.232.72

© Н.М. Табаченко, Р.Е. Дычковский,
В.С. Фальштинський, В.В. Лапко

СОВРЕМЕННЫЙ ПОДХОД К РЕНТАБЕЛЬНОЙ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розглянуто принципові основи сучасного підходу до розробки тонких вугільних пластів. Викладено питання технології видобутку вугілля багатокомбайновими механізованими комплексами, що складаються з двох-трьох і чотирьох комбайнів в одній довгій лаві. Запропоновано рекомендації з удосконалення побудови планограми робіт в лаві, з урахуванням розвитку поточної технології виїмки вугілля.

Рассмотрены принципиальные основы современного подхода к разработке тонких угольных пластов. Изложены вопросы технологии добычи угля многокомбайновыми механизированными комплексами, состоящими из двух-трех и четырех комбайнов в одной длинной лаве. Предложены рекомендации по совершенствованию построения планограммы работ в лаве с учетом развития поточной технологии выемки угля.

The principle bases of the modern approach to working out of thin coal layers are considered. The questions of mining technology are expounded by the multicombine mechanized complexes, consisting of two-three and four combines in one long lava. Recommendations about perfection of construction works planogram in a lava taking into account development of coal mining line technology are offered.

На современном этапе развития подземной добычи угля одной из важнейших задач является достижение высоких объемов добычи из каждого очистного забоя. Для шахт Украины ближним ориентиром может считаться среднесуточная добыча угля из одной лавы порядка 5-7 тыс. т, или 1,5-2,0 млн.т. в год, что позволяет считать ее приемлемой для первого этапа вывода шахт на рентабельный уровень производства.

В странах, где подземная разработка угля рентабельна и уголь может конкурировать с другими видами топлива, такие показатели не являются выдающимися. Средняя суточная нагрузка на шахтах Германии и Великобритании в последние годы достигла 3-4 тыс. т по товарному углю, а рекордные показатели среднесуточной добычи угля из одной лавы за длительный период, в частности США, уже превысили тридцатитысячный рубеж.

Шахты Украины по величине среднесуточной добычи из одной лавы существенно отстают от передовых угледобывающих стран мира.

Одним из важных направлений, обеспечивающих увеличение добычи и повышение эффективности выемки угля в нашей стране, является применение многокомбайновой технологии в одном комплексно-механизированном очистном забое.

Однако на пластах мощностью более 1,2 м благоприятные условия для внедрения механизированных крепей, узкозахватных выемочных машин и безразборных скребковых конвейеров частично исчерпаны и поэтому главный прирост добычи угля в дальнейшем предстоит получать на пластах мощностью менее 1,2 м. В этом основная трудность дальнейшего расширения механизированных комплексов.

Вместе с тем, важнейшим и наиболее значительным эффектом их внедрения является концентрация очистных работ, достигнутая путем резкого повышения нагрузки на забой. Важно отметить, что эффект, получаемый за счет концентрации очистных работ, значительно превышает прямой экономический эффект, получаемый в самом комплексно-механизированном забое. Поэтому, внедрение комплексов с мехкрепями и многокомбайновой выемкой на шахтах обязательно должно сопровождаться сокращением числа действующих забоев. Это является одним из крупнейших резервов производства, отражающимися на экономике угольных шахт и отрасли в целом. Это позволяет значительно сократить затраты на подготовку горизонтов, уменьшить объем проведения подготовительных выработок на 1000 т добычи, увеличив более чем в два-три раза срок их службы. Если 20-25 лет назад скорости подвигания очистных забоев редко превышали 50-70 м/мес., то в настоящее время достигли 200-250 м/мес. и более. При нынешних нагрузках на механизированные комплексы, которые в отдельные сутки составляют 10-15 тыс.т. в ближайшей перспективе можно ожидать, что скорость подвигания очистных забоев достигнет 300-350 м/мес.

Известно, что с увеличением длины лавы от 150 до 300 м подвигание ее снижается, однако сокращается удельный вес непроизводительных затрат времени на концевые операции, а это способствует повышению машинного времени. Поэтому нецелесообразно нарезать короткие лавы. Одно из возможных решений этого вопроса заключается в применении многокомбайновой выемки угля в комплексно-механизированном очистном забое.

В начале 70-х годов прошлого столетия в производственном объединении «Укрзападуголь» была внедрена технологическая схема выемки угля двумя комбайнами, работающими с рамы одного скребкового конвейера [1]. Шахта № 1 «Червоноградская» третьей категории по метану. Лава длиной 200 м отрабатывала пласт $n_7^н$ «Сокальский» механизированным комплексом КМК 97 с двумя комбайнами 1К101 полезной мощностью 1,0-1,1 м с углом падения 3-4°. Режим работы – три смены добычные и одна подготовительная. Оба комбайна работали на одной тяговой цепи. В целях снижения трудоемкости и повышения эффективности использования оборудования лавы применяется зачистка угля в призабойном пространстве с помощью конвейера СП 63, оснащенного зачистными лемехами. Верхний (вспомогательный) комбайн начинает выемку сверху вниз до 40-метровой отметки, вслед за ним ведется передвижка секций механизированной крепи до 140-й секции. Вторую полоску комбайн

вынимает, двигаясь в обратном порядке. Затем в работу вступает основной комбайн, который снимает полоску угля снизу вверх до 140-й секции, вслед за выемкой передвигается крепь. По окончании выемки производится фронтальная передвижка конвейера к забою, но только до 140-й секции. Потом основной комбайн снимает вторую полоску угля сверху вниз с передвижкой секций крепи и оба комбайна занимаю исходное положение. В завершении цикла осуществляется фронтальная передвижка конвейера вместе с комбайном. В дальнейшем цикл повторяется.

Применение двухкомбайнового комплекса КМК 97 в лаве позволило перешагнуть тысячетонный рубеж нагрузки на лаву, снизить себестоимость 1 т угля.

Улучшение технико-экономических показателей при переходе на двухкомбайновую схему представлено в табл. 1.

Таблица 1

Наименование	До внедрения второго комбайна	После внедрения второго комбайна
Среднесуточная добыча, т	1150	1320
Среднесуточнае подвигание лавы, м	76,3	81,1
Среднесуточная производительность комбайна, т	30998	32801
Производительность труда рабочего очистного забоя, т:		
месячная	584,7	675
на выход	26,9	34,1
Штат рабочих на участке, чел	68	60

Опыт и практика применения двухкомбайновой выемки в Львовско-Волынском и Донецком бассейнах подтвердили не только техническую целесообразность этих схем и высокую их эффективность, и надежность ее при разработке пластов тонкой и средней мощности. Например, на шахте «Трудовская» ПО «Донецкуголь» в октябре 1975 г комплексом КМ87Э с двумя комбайнами ГШ 68 в 6-й восточной лаве было добыто 180360 т угля. Длина лавы 250 м, вынимаемая мощность пласта 1,6 м, угол падения $11-12^{\circ}$. Выемка угля основным комбайном производилась в нижней части лавы длинно 190 м, а вспомогательным комбайном – в верхней части лавы длиной 60 м. Оба комбайна работали на одной тяговой цепи. Среднесуточная добыча угля в лаве составила 5818 т при коэффициенте машинного времени 0,7. Безусловно, такой степени непрерывности технологических процессов добычи и нагрузки на забой в аналогичных условиях при обычной выемке достичь трудно.

Последовательная двухкомбайновая выемка, вместе с тем, обладает следующими недостатками: оба комбайна работают последовательно на одной тяговой цепи – один комбайн работает, второй – стоит и наоборот. Это связано с тем, что при одновременной (параллельной) работе комбайнов возникают суммарные усилия, приводящие к частым порывам тяговой цепи. Такая технология имеет низкий коэффици-

ент использования комбайнов. Коэффициент суммарного времени работы 2-х комбайнов в среднем составляет 0,5-0,65. Часто возникают аварийные ситуации при пропуске увеличенного углепотока под одним из комбайнов, возрастает газовыделение и запыленность воздушного потока в лаве. Образование и распространение пыли в лаве происходит в основном в период выемки угля комбайнами. Имеющиеся конструктивно-технологические и организационные трудности при освоении и совершенствовании технологии двухкомбайновой выемки преодолимы. В частности, при разработке технологических схем двухкомбайновой выемки для шахт Львовско-Волынского бассейна предложен ряд практически важных рекомендаций, которые устраняют трудности применения данной технологии (ликвидация ниш и вынос приводов конвейера на штреки), совершенствование операций по фронтальной самозарубке, разработка секционирующих устройств тяговой цепи чекового типа, позволяющих одновременную (параллельную) работу 2-х комбайнов, применение бесцепной подачи (БСП) и др.

Таким образом, данная технология работ в комплексно-механизированных лавах является в действительности прерывной, причем продолжительность технологических перерывов значительна. Переход к поточной технологии угледобычи возможен путем механизации выемки угля по всей длине очистного забоя и механизации вспомогательных процессов в лаве и на сопряжениях ее со штреками путем применения крепи сопряжения.

Из принципов поточного производства вытекает, что работу очистного забоя следует считать поточной, если организация технологического процесса обеспечивает параллельность выполнения всех рабочих процессов, ритмичность и заданный уровень непрерывности и интенсивности. Для этого процесс добычи угля должен быть построен пропорционально.

В настоящее время новое очистное оборудование позволяет осуществить на шахтах Украины принципы организации поточного производства.

При совершенствовании отечественных серийно-выпускаемых комплексов и узкозахватных комбайнов значительный эффект достигнут в направлении автоматизации процессов выемки комплексом КМ 87А на базе систем автоматики и телемеханической аппаратуры с центральным пультом управления, вынесенным на штрек. Совершенствуются узкозахватные комбайны с фронтальной самозарубкой (например ГШ 68 и др.) вместо «косых заездов», обеспечивающих сокращение времени на концевых операциях на 20-40%, применением бесцепной системы подачи и т.д.

В настоящие время внедряются принципиально новые узкозахватные комбайны. Комбайн УКД 300 – применяемость по вынимаемой мощности пласта 0,85-1,3 м. Обладает увеличенной высотой прохода углепотока под порталом корпуса комбайна, встроенным в портал машины бесцепным механизмом подачи с частотным регулированием скорости подачи и выносным пультом управления. Максимальная скорость подачи составляет 12 м/мин, производительность 4-10 м/мин.

Комбайн КДК 500 оснащен бесцепной системой подачи на базе частотно-регулируемого электропривода, обеспечивающего скорость перемещения комбайна до 20 м/мин. Комбайн КДК 500(600) нового поколения разработан и запущен в про-

изводство украинскими конструкторами ЗАО НПК «Горные машины» и Донгипроуглемашем. Мощность привода комбайна 500(600) кВт. Управление комбайном – дистанционное в зоне видимости с носимого малогабаритного пульта управления по радиоканалу, а также с аппарата управления, расположенного на штреке или с двух пультов, расположенных по концам корпуса комбайна. Обеспечивает акустический контроль за работой комбайна вне зоны его видимости. Имеет непрерывный контроль концентрации метана, местоположение в лаве. На лицевой стороне комбайна предусмотрен дисплей для индикации технической и диагностической информации по загрузке электродвигателей резания и подачи по скорости подачи, состояния температуры в системе охлаждения преобразователя частоты, масляных ванн редукторов, обмоток электродвигателей, давление в гидросистеме. Комплекс средств управления комбайном обеспечивает возможность передачи технологической и диагностической информации на аппарат управления, установленный на штреке с последующей передачей на центральный пульт диспетчера.

Применение комбайна КДК 500 в забое ООО ш/у «Садкинская» (Россия) по отработке запасов по схеме «шахта-лава» на пласте $m = 1{,}3$ м позволило увеличить среднесуточную нагрузку до 3165 т [3]. Лава длиной 280 м была оснащена механизированным комплексом 3МКД 90 Т. Средняя производительность комбайна без учета зарубки составила 7,8 т/мин.

По нашему мнению одним из основных и эффективных методов повышения добычи угля на тонких угольных пластах проектируемых новых шахт или шахт будущего в Украине является метод применения многокомбайновой технологии в одном комплексно-механизированном забое.

При применении 2-х комбайнов в длинной лаве в зависимости от технологии очистных работ (на одной тяговой цепи с секционирующими устройствами или по бесцепной системе подачи), горно-геологических и горнотехнических условий достигается значительное увеличение полезного времени по процессам выемки и снижение трудоемкости концевых операций [4].

В зависимости от структуры технологических процессов очистной выемки могут быть рассмотрены следующие принципиально отличные схемы выемки с двумя комбайнами в лаве: комбайны работают по челноковой схеме и направления выемки совпадают (рис. 1, а); комбайны работают по челноковой схеме и направление выемки не совпадают (рис. 1, б); комбайны работают по уступной схеме и направления выемки совпадают (рис. 1, в); основой комбайн работает по челноковой схеме, а вспомогательный – по односторонней (рис. 1, д); основной комбайн работает по уступной, а вспомогательный – по односторонней (рис. 1, е). Во всех случаях на концевых участках лав целесообразна самозарубка (фронтальная или «косыми заездами»). Основной и вспомогательный комбайны работают, как правило, на одном скребковом конвейере одновременно.

С освоением двух комбайнов в лаве при различных технологических схемах возможен реальный переход на технологию с 3-мя или 4-мя комбайнами в лаве, т.е. практическая реализация непрерывного потока угледобычи. При этой технологии намечается достичь нагрузки на очистной забой, превышающей в 4-6 раз нагрузку на лаву.

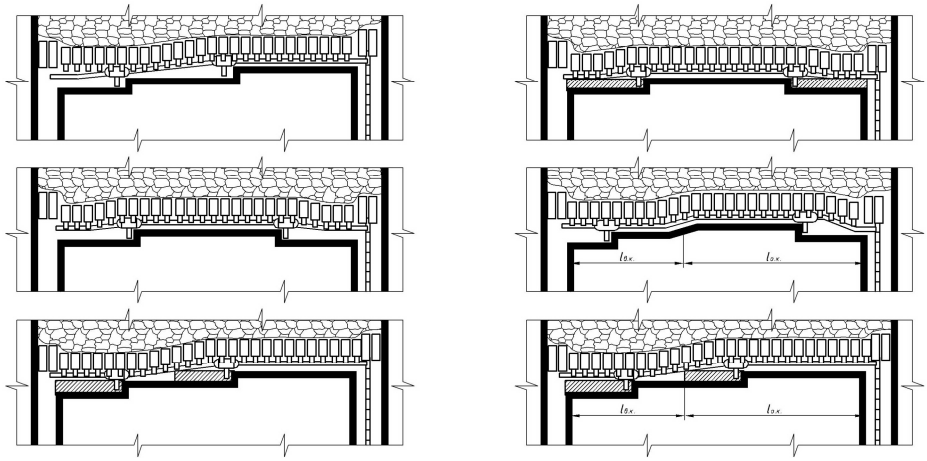


Рис. 1. Технологические схемы двухкомбайновой выемки угля в комплексно-механизированном очистном забое: $l_{о.к}$ и $l_{в.к}$ – зоны работы соответственно очистного комбайна и вспомогательной машины

При новой многокомбайновой технологии выемки (рис. 2) наиболее вероятна схема и структура технологических процессов в забое, когда несколько одновременно работающих выемочных машин жестко связаны с забойным конвейером, но независимы друг относительно от друга.

При наличии дистанционного или автоматического управления комбайнами и крепью можно осуществить параллельную выемку угля несколькими машинами. Однако применение многокомбайновой выемки на пластах мощностью 0,75-1,2 м требует всесторонней проработки вопросов, как транспортирующая способность конвейера, пропуск угля под комбайнами, пределы роста нагрузки и газовому режиму, запыленность воздуха и др. Таким образом, значительное повышение скорости подвигания длинных лав, снижение трудоемкости очистных работ и повышение их концентрации возможно при наличии двух и более комбайнов в лаве с механизированной крепью и дистанционным управлением основным забойным оборудованием.

Для многокомбайновых и длинных очистных забоев наиболее важным ограничивающим фактором является газовый барьер, который в свою очередь обусловлен:

– высокой газообильностью отрабатываемых угольных пластов при отсутствии предварительной дегазации выемочных полей и выемочных столбов;

– ограничением количества подаваемого в очистной забой воздуха, которое обусловлено одноконтурным проведением оконтуривающих выемочный столб выработок, а также ограниченной в них «Правилами безопасности…» скоростью воздуха до 6 и до 4 м/с в очистном забое.

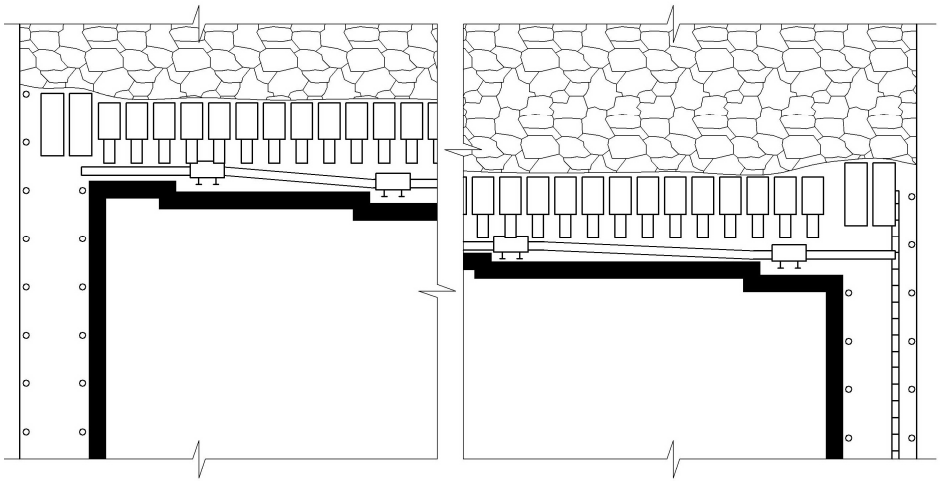


Рис. 2. Технологическая схема выемки угля четырьмя комбайнами в одном комплексно-механизированном очистном забое

Газоносность разрабатываемых пластов в Донбассе колеблется в пределах 10-70 м^3/т.

Естественно желание производителей угля постоянно увеличивать нагрузку на очистной забой.

При этом важно уделять внимание как совершенствованию очистной технике и технологии работ, так и схем и способов проветривания очистного забоя, а также дегазации отработанного массива за счет бурения газоотсасывающих скважин с поверхности для предварительной дегазации угольных пластов так и последующей дегазации отработанного пространства с применением передвижных газоотсасывающих установок.

Максимально возможные нагрузки по газовому фактору рассчитаны для технологических схем ведения очистных работ с лавами, оснащенными тремя и четырьмя комбайнами с дегазацией угольного пласта. Коэффициенты эффективности дегазации приняты на основании нормативных документов по дегазации угольных шахт и составляют при дегазации разрабатываемого пласта $K_д = 0{,}3$, при дегазации пласта и выработанного пространства $K_д = 0{,}5$. Эффективность отсоса газа из выработанного пространства составляет 60%.

Технологическая схема ведения очистных работ с разделением длинной лавы ($l = 250$ м) на три отдельно проветриваемые части приведена на рис. 3. Отличительной особенностью этой схемы является наличие двух промежуточных, вентиляционных штреков, проведенных в оконтуренной бортовыми выработками части выемочного столба на всю его длину. Эти выработки делят лаву на три части и обеспечивают их отдельное проветривание.

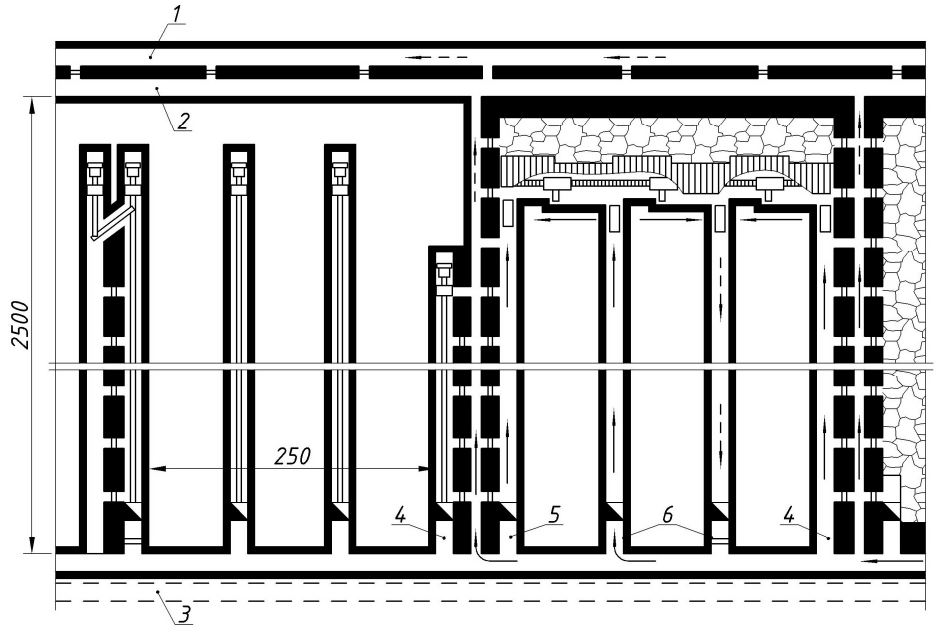


Рис. 3. Технологическая схема выемки угля тремя комбайнами с отдельно проветриваемыми частями лавы: 1 – штрек вентиляционного горизонта; 2 – просек вентиляционного горизонта; 3 – полевая и пластовая магистральные выработки; 4 – вентиляционный просек;5 – конвейерный штрек лавы; 6 – средний вентиляционный штрек

Вентиляция лавы, разделенной на три отдельно проветриваемые части, осуществляется по следующей схеме: свежая струя воздуха поступает по вентиляционному штреку, расположенному внутри столба ближе к конвейерному штреку лавы, и на сопряжении этого штрека с лавой разветвляется на две части. Одна часть поступившего воздуха омывает участок лавы, примыкающий к конвейерному штреку, а другая – омывает среднюю часть лавы и выдается через второй вентиляционный штрек , проведенный внутри выемочного столба. Часть лавы, примыкающая к бортовому вспомогательному штреку, проветривается свежей струей воздуха, поступающей по этому штреку с последующим выводом исходящей струи по внутреннему вентиляционному штреку, по которому отводится воздух из средней части лавы.

Нагрузка на лаву по газовому фактору для этой технологической схемы рассчитывается по объему газовыделения в наиболее загазованной части лавы, которая примыкает к конвейерному штреку. Результаты расчета приведены в табл. 2.

Сравнивая данные этой таблицы с суточными нагрузками в лаве с одним комбайном, можно заключить, что в лаве с тремя комбайнами, нагрузка на лаву больше в 3,2-7,2 раза, чем в однокомбайновой лаве и в 1,25-2,1 раза больше чем в двухкомбайновой лаве.

Таблица 2

РАСЧЕТНАЯ НАГРУЗКА НА ЛАВУ С ТРЕМЯ КОМБАЙНАМИ
В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЕСТЕСТВЕННОЙ ГАЗОНОСНОСТИ ПЛАСТА

Природная газоносность пласта, $м^3/т$	Максимально допустимая суточная нагрузка на лаву по газовому фактору, т		
	Без дегазации	При эффективности 50% и отсоса газа 60%	Отношение графы 3 к графе 2 х 100%
1	2	3	4
10	6050	26360	435
20	1520	6660	438
30	830	3720	448
40	560	2550	455
50	410	1920	468
60	320	1530	778
70	260	1260	785

Технологическая схема ведения очистных работ с четырьмя проветриваемыми частями лавы приведена на рис. 4. Согласно этой схеме, в каждом выемочном столбе проводят три внутренних вентиляционных штрека, которые делят лаву на четыре части. В этой схеме предусмотрено бурение дегазационных скважин с боровых штреков и отсос газа с выработанного пространства. Результаты расчетов допустимых по газовому фактору нагрузки на лаву приведены в табл. 3.

При 4-комбайновой выемке угля нагрузка на нее по газовому фактору выше, чем на однокомбайновою лаву и с 2-мя и 3-мя комбайнами соответственно в 12,7; 3,8 и 1,73 раза.

По результатам расчета, приведенного в табл. 2 и 3, видно, что технологическая схема с делением лавы на четыре проветриваемые части позволяет расширить область применения для следующих условий газоносности угольных пластов.

Без применения средств дегазации:

– на пластах энергетического и коксующегося угля, с природной газоносностью до 30-50 $м^3/т$, когда основным источником газовыделения является разрабатываемый пласт;

– на пластах энергетического и коксующегося угля с природной газоносностью до 10 $м^3/т$, когда основным источником газовыделения является выработанное пространство.

Таблица 3

РАСЧЕТНАЯ НАГРУЗКА НА ЛАВУ С ЧЕТЫРЬМЯ КОМБАЙНАМИ
В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЕСТЕСТВЕННОЙ ГАЗОНОСНОСТИ ПЛАСТА

Природная газоносность пласта, м^3/т	Максимально допустимая суточная нагрузка на лаву по газовому фактору, т		
	Без дегазации	При эффективности 50% и отсоса газа 60%	Отношение графы 3 к графе 2 х 100%
1	2	3	4
10	9080	37510	413
20	2290	9500	145
30	1270	5340	420
40	860	36810	429
50	640	2790	436
60	500	2230	446
70	410	1850	451ё

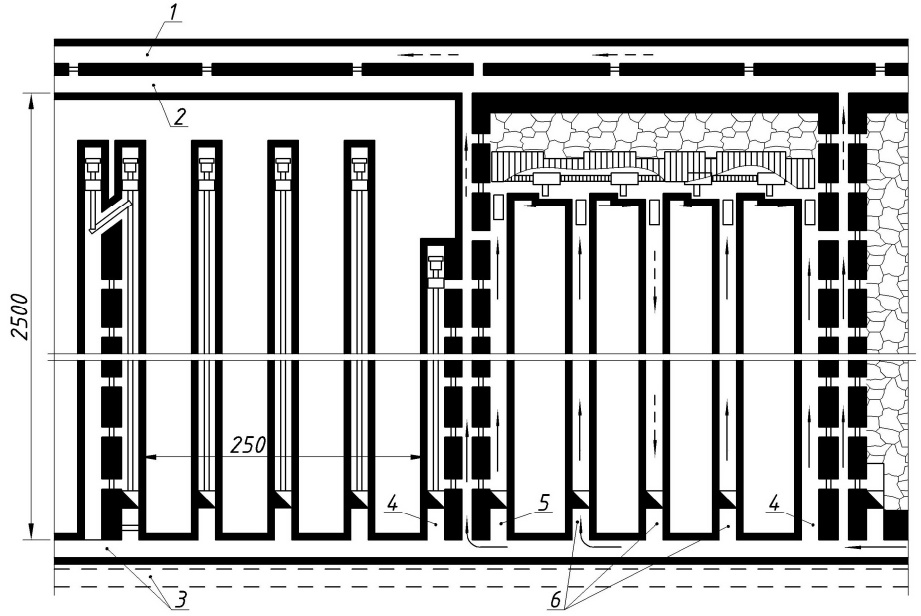


Рис. 4. Технологическая схема выемки угля четырьмя отдельно проветриваемыми частями лавы: 1 – штрек вентиляционного горизонта; 2 – просек вентиляционного горизонта; 3 – магистральные выработки; 4 – вентиляционный просек; 5 – конвейерный штрек лавы; 6 – средняя вентиляционная выработка

С применением средств дегазации:

– на пластах энергетического угля с газоносностью до 70 м^3/т и на пластах коксующегося угля с природной газоносностью до 40 м^3/т, когда основным газовыделением является разрабатываемый пласт;

– на пластах энергетического угля с газоносностью до 50 м^3/т и на пластах коксующегося угля с природной газоносностью до 20 м^3/т, когда основным источником газовыделения является выработанное пространство.

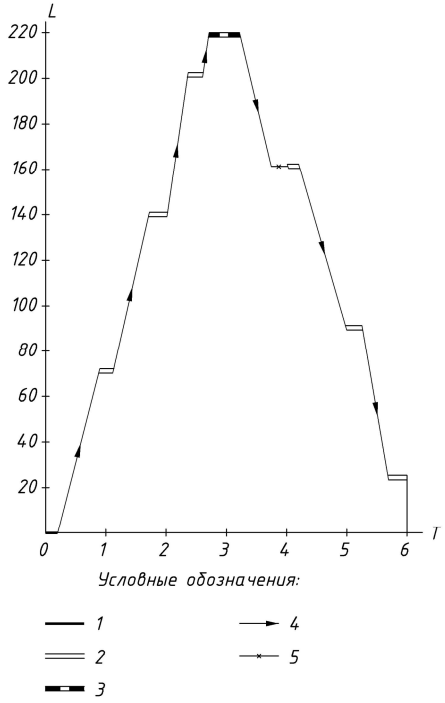


Рис. 5. Пооперационный график работы южной лавы пласта l_6 шахты им. Менгниского: 1 – приём смены; 2 – замена состава; 3 – подготовка комбайна к съему следующей полосы; 4 – работа комбайна; 5 – взрывные работы

Для контроля диспетчером шахты работы каждого дистанционного управляемого комбайна в многокомбайновой лаве инженерный персонал добычного участка обязан разработать пооперационный график работы очистного забоя.

Широко применяемые в настоящие время планограммы работ имеют основной недостаток, заключающийся в том, что в них не показываются предусмотренные остановки выемочной машины, несмотря на то, что в расчётах они учитываются. График работы комбайна в виде прямой линии на всю длину лавы не отражает внутрисменного характера работы забоя и потому требует совершенствования.

Пример графика работы приведён на рис. 5. Непрерывность выемки угля в этой лаве определяется применением электровозной откатки.

При поточной организации технологического процесса выполнения всех работ должно быть связано с работой выёмочной машины. Ритм работы лавы соблюдается при закономерном чередовании процессов работ и продолжительности остановок комбайна.

Создание угольных шахт нового технико-экономического уровня с многокомбайновой выемкой для типичных представительных горно-геологических условий на основе строительства новых или реконструкции действующих угледобывающих предприятий и широкое использование принятых в них технических решений, высокопроизводительной технологии и техники при проектировании, строительстве, реконструкции и модернизации других шахт для угольной промышленности Украины имеют первостепенное значение, так как открывают новые возможности для даль-

нейшего ускорения научно-технического процесса.

За последние два десятилетия нагрузка на очистной забой возросла многократно. Это общемировая тенденция. Получили широкое распространение схемы «лава-шахта». Известны примеры, когда одним длинным очистным забоем обеспечивается годовая производственная мощность шахты в 1,5-3 и более млн.т угля. Понятно, что соответственно возрастают требования к точности прогноза горно-геологических условий эксплуатации, прогноза и оценки влияния этих условий на работу лав. Многократно возрастают требования к качеству инженерной проработки мер по обеспечению ритмичной работы многокомбайнового забоя при появлении осложняющих факторов, требования к точности плановых расчетов.

Выводы

Новая техника и многокомбайновая технология угледобычи в настоящее время требует принципиально иного подхода к формам организации производства и труда на предприятиях, поиска таких из них, которые в наибольшей степени способствовали бы наиболее полному использованию новой технике и получению высоких экономических результатов работы в очистных забоях.

Внедрение многокомбайновой выемки угля позволит обеспечить высокую эффективность разработки тонких угольных пластов на шахтах Украины.

Новые технико-технологические решения многокомбайновых лавах предназначены для использования на газовых шахтах, позволяющие резко повысить нагрузку на комплексно-механизированный очистной забой. Они предназначены для использования при проектировании и строительстве новых шахт, реконструкции и модернизации действующего шахтного фонда.

Главным условием для достижения основной цели при эксплуатации сложного дорогостоящего оборудования в длинных многокомбайновых очистных выработках – добиться рекордных производственных показателей – является грамотная организация и управление технологическими процессами добычи угля и его транспортировка в очистном забое и к шахтному подъему.

Список литературы

1. Табаченко Н.М. Механизация работ в нишах и применение безнишевой выемки угля /Уголь Украины, 1972. – №2.

2. Дудко В.А. Двухкомбайновая выемка в комплексно-механизированной лаве /Уголь Украины, 1970. – №3.

3. Павленко С.В., Иванков А.О., Косарев В.В. Комбайн КДК 500 в забоях ООО «Шахтоуправление «Садкинское»» /Уголь 2008. – №6. – С. 26-29.

4. Табаченко Н.М. Исследование и совершенствование технологии безнишевой выемки угля и бесцеликового способа охраны подготовительных (на примере Львовско-Волынского бассейна). Автореф. дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. – ДГИ им. Артёма. – 1980. – 22 с.

5. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин. Підручник для вузів /В.І. Бондаренко, О.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий та ін. За заг. ред. Заслуженого діяча науки і техніки України, докт. техн. наук, професора В.І. Бондаренка. – Д.: НГУ. – 708 с.

© А. Кровяк

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЗАПАСОВ КАМЕННОГО УГЛЯ С УЧЕТОМ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ

У статті представлений авторський метод оцінки рентабельності видобування вугілля.

В статье представлен авторский метод оценки рентабельности добычи угля.

The paper presents the coal recovery profitability evaluation method of authors based on the project of many years' coal seam mining and outlay and cost prediction.

1 Введение

В процессах прогнозирования экономических отношений к будущим экономическим мероприятиям, предпринимаемым в шахтах, появляется необходимость оценки масштаба и размеров их эффектов. Особенным случаем такого типа рассуждений является экономическая оценка запасов угля в шахте с точки зрения рентабельности разработки запасов в разных пластах и парцеллах. Предметом настоящей статьи является представление метода оценки экономической рентабельности разработки запасов в отдельных полях и пластах, а также многолетнего плана разработки запасов в шахте.

Основой широких экономических анализов каждого предприятия является поиск причинно-следственных связей между расходами и экономическими эффектами продажи. Дополнительным аспектом этого вопроса является распределение капиталовложений, текущих затрат и доходов во времени. Отсюда предпочтительной формой должно быть ***анализирование денежных потоков*** с учетом счета дисконта [1].

Проводя экономический анализ, предприятиям следует провести еще одно разделение, в зависимости от доли субъективных и объективных обусловленностей, влияющее на формирование отдельных отношений. Предлагается разделение на ***стоимости*** и ***затраты производства***, детерминируемые в большей степени применяемой техникой и технологией разработки, состоянием инвестиций в прошлые годы и обусловленностями приобретения запасов – т.е. факторами в большой степени объективными, а также ***стоимости*** и ***затраты управления***, вытекающие из организации предприятия и эффективности управления – т.е. факторами в большей степени субъективными. Учитывая настоящее разделение, в работе мы будем заниматься стоимостями и затратами производства, а также пользами вытекающими из продажи продуктов, полученных благодаря несенным стоимостям и затратам.

Представленный метод охватывает цикл фрагментарных анализов, начиная с определения геологических свойств запасов, прогнозирования будущих стоимостей подготовительных работ и армировки, издержек текущей разработки, последствий механической переработки и обогащения угля, на анализе выручки от продажи торгового угля из рассматриваемых запасов. Существенным свойством этого метода является факт, что несенные капиталовложения и стоимости относятся к потенциальным пользам, которые будут получены из продажи продуктов, так как целью деятельности предприятия не является получение деловых эффектов (напр. объем добытого угля), а достижение самых лучших экономических отношений. Неважно какие затраты несли при вскрытии и эксплуатации данных запасов, но или несенные расходы дали полезные финансовые эффекты в результате продажи продукта [3].

2 Подготовка горно-геологических данных для нужд экономической оценки запасов

Основным этапом в проведении экономической оценки является *баланс масс*. Для его подготовки, в качестве исходного материала, необходимыми являются данные о месторождении, а также проводимой до сих пор и проектируемой его разработки. Это информации, которые мы получим на основании существующих данных, нагроможденных в шахте геологических и горных материалов. Они происходят из выполненных в месторождении буровых работ, горных вскрывающих, подготовительных и эксплуатационных, лабораторных испытаний на пробах пород, а также выполненных на основании названных материалов, проектов разработки. Они поставляют данные:

- о месторождении и существующих в нём условиях;
- о пластах, обладающих парцеллами с балансовыми запасами;
- об геологических параметрах балансовых пластов;
- о способе вскрытия и разрезе пластов;
- о проведенной до сих пор области горных работ в месторождении;
- о добыче, проведенной до сих пор, и планируемой
- о проектируемой области эксплуатации в месторождении вместе с ее характеристикой.

Подробный анализ вышеупомянутых материалов должен поставлять, необходимые для экономической оценки запасов, геологические данные на тему:

- строения месторождения;
- формы и пространственного размещения балансовых пластов;
- степени тектонической активности пластов;
- количества пластов обладающих балансовыми парцеллами;
- мощности пласта в парцеллах квалифицированных к балансовым, и ее изменяемости;
- типа и качества угля в балансовых парцеллах;
- количества запасов собранных в балансовых парцеллах.

Зато необходимые для экономического анализа горные данные должны поставить информации:

- о способе вскрытия месторождения;
- о способе разреза пластов;
- об области проводимых до сих пор горных работ;
- об условиях, в которых до сих пор проводили добычу, а особенно естественных опасностях и других затруднениях в эксплуатации;
- об области, проектируемой в месторождении эксплуатации;
- о параметрах добычных лав;
- о подвигании лав;
- об объеме добыч в отдельных лавах
- о способе проветривания горных выработок.

Кроме того, во внимание следует принять устройства и машины, которые будут применяться для подготовки горных выработок, а также для выемки угля в лаве и транспорта добычи. Они влияют на подвигание горных работ во времени и на возможность выемки пластов без оставления целиков. И так, они представляют собой один из важных элементов, который анализируется при определении баланса масс.

Конечный анализ и сопоставление полученной информации должен происходить таким способом, чтобы для экономического анализа можно было получить следующие данные:

- количество пластов, в которых будет происходить в месторождении эксплуатация;
- глубина залегания этих пластов, регулярность в их форме и распространении, а также направления в их изменяемости;
- количество проектируемых лав (добычных парцелл) в отдельных пластах, их положение и нумерация;
- мощность пласта в отдельных лавах и ее изменения во времени вместе с поступающей эксплуатацией;
- качественные параметры угля в лаве, т. е. содержание золы, сера, калорийность угля, содержание влаги и количество прослоев в угле и их изменение во времени вместе с поступающей эксплуатацией лавы;
- типы угля в лаве и их изменения во времени;
- количество пустой породы из прослоев в угле и присечек, которое будет получено вместе с подвиганием лавы и предвиденными изменениями в мощности и загрязнении пласта;
- естественные опасности и другие затруднения, которые могут появиться во время эксплуатации и стать причиной задержки лавы, необходимости её переармировки или же ликвидации лавы;
- параметры проектируемых лав, т. е. высота, ширина и длина столба отрабатываемого лавой;
- изменения в подвигании отдельных лав в зависимости от предвиденных условий эксплуатации;
- крепи, машины и устройства, которые будут применяться в подготовке и проведении эксплуатации;
- запасы угля для выемки в отдельных лавах.

Кроме того для составления баланса масс необходимым является определение:

- длины необходимых для окончания проведения горных выработок, которые позволят вскрыть части пластов предполагаемых для разработки, а также подготовить и проводить разработку;
- длины необходимых вентиляционных выработок для проветривания проектируемых горных выработок;
- длины транспортных путей необходимых для доставки добычи на завод переработки и обогащения угля.

В результате анализов горно-геологических условий и перспективных планов добычы получаем изменчивый во времени *баланс масс*, с добычи по потоку угля, направляемого на рынок. Принимается, что для каждого временного отрезка анализа, уголь производимый Заводом переработки и обогащения угля, будет продаваться без отсрочки, без ограничений и по положенным ценам. Принимается также, что шахта будет производить положенное смешение классов угля в соответствующих пропорциях, вытекающих из потребления на рынке. Количество и классы торгового угля вычисляется, балансируя энергию, заключенную в добыче и торговом угле, полагая частичную ее потерю в отходах и рост веса торгового угля по поводу большего содержания воды по отношению к ее содержанию в добыче. Кроме того для нужд анализа балансируется вес добычи, торгового угля и отходов.

Параметры рядового угля, направленного для переработки и обогащения, вытекают из геологического обследования запасов. Они содержат следующие параметры: калорийность угля [кДж/кг], содержание серы [%], содержание самородной золы (Ad) [%] и прослойки [%]. Учитывая добавочно мощность пласта и ее изменчивость, следует определить процентную долю пород из заходки, вытекающую из применения машин и устройств, и техники эксплуатации. Расписание названных переменных во времени, с точностью до 1 месяца позволяет определить изменения приведенных параметров, что увеличивает достоверность анализа.

Поток классов торгового угля вычисляется на основании состава исходного питания направляемого на Завод переработки и обогащения угля и ожиданий получателей вытекающих из их прежних заказов. Принимая, что вся горная добыча направляется на Завод переработки и обогащения угля, струя отходов является разницей между струей исходного питания и массой торгового угля, в котором сохранена требуемая получателями энергия.

3 Экономические отношения оценки запасов

Для оценки экономической эффективности разработки отдельных полей в сравнительном анализе и оценки всего инвестиционного плана привлечения группы запасов применяются ниже приведенные определения:

- ***прибыльность*** – считанная как частное разницы между приходами из продажи торгового угля и капиталовложениями и расходами текущей эксплуатации к приходам из продажи торгового угля. Эти отношения считаны для всех полей вместе, с точностью до года, в горизонте к концу эксплуатации и ликвидации последней выработки из группы рассматриваемых.
- ***sNPV*** *– актуализированная стоимость денежных потоков* для общего ана-

лиза всех запасов. Это отношение считано в злотых, с точностью до года, в горизонте до конца эксплуатации и ликвидации последней выработки из группы рассматриваемых.

- ***sjNPV*^{1}** *– удельная актуализированная стоимость денежных потоков,* отнесенная к 1 тонне проданного в периоде анализа торгового угля, выраженная в единицах [злотый/т], рассчитана как частное sNPV и количество тонн проданного углерода. Это отношение дается для анализа целых запасов – в горизонте до конца эксплуатации и ликвидации последней выработки из группы рассматриваемых.
- ***sjNPV*^{2}** *– удельная актуализированная стоимость денежных потоков,* отнесенная к 1 ГДж энергии проданному в периоде анализа в торговом угле, выраженная в единицах [zł/ГДж], рассчитана как частное sNPV и количество энергии в ГДж заключенной в проданном угле. Это отношение дается для анализа целых запасов – в горизонте до конца эксплуатации и ликвидации последней выработки из группы рассматриваемых.
- ***NPV*** *– актуализированная стоимость денежных потоков* для анализа отдельных ресурсов. Это отношение рассчитано в злотых, с точностью до месяца, в горизонте к окончанию эксплуатации и ликвидации анализа, отдельной выработки;
- ***jNPV*^{1}** *– удельная актуализированная стоимость денежных потоков,* отнесенная к 1 тонне проданного торгового угля полученного по данному полю, выраженная в единицах [злотый/т], рассчитана как частное NPV и количество тонн проданного угля. Это отношение дается для анализа отдельных ресурсов – в горизонте до окончания эксплуатации и ликвидации анализированной, отдельной выработки;
- ***jNPV*^{2}** *– удельная актуализированная стоимость денежных потоков,* отнесенная к 1 ГДж энергии проданному в торговом угле, полученным по данному полю, выраженная в единицах [зл/ГДж], рассчитана как частное NPV и количества энергии в проданном угле. Это отношение дается для анализа отдельных ресурсов – в горизонте до окончания эксплуатации и ликвидации анализированной, отдельной выработки;
- ***NPVR*** *– отношение актуализированных стоимостей денежных потоков* (NPV) к сумме дисконтированных капиталовложений, связанных со вскрытием ресурсов и ликвидацией выработок, рассчитана в единицах [злотый/злотый] для отдельных полей. Иллюстрирует отношения полученной пользы к понесенным затратам.

4 Математическая модель вычислений

Вычисления экономических отношений для анализированных запасов проводится опираясь на математическую модель составляющуюся из 13 взаимно связанных с собой функций таблиц (в программе EXCELL). Представленный метод полагает два уровня подробности подсчетов: *первый в отношении к конкретным полям,* считаемый с точностью до одного месяца, *второй* – для *всей, многолетней программы* добычи, рассчитанный с точностью до одного года [2, 4].

Для первого уровня подробностей анализов, выполняемых для каждого поля отдельно, подсчеты проводятся опираясь на четыре таблицы взаимно связанные с

собой функциональными зависимостями. Это следующие таблицы:

Таблица 1. Балансы масс и параметры угля.

Входными данными для анализов вписываемыми к эту Таблицу являются: параметры рядового угля (калорийность угля, содержание серы, содержание самородной золы), струя горной добычи вместе направляемая в Завод переработки и обогащения угля с выделением разделения на струю выработки из запасов и струю добычи из подрывки. Вычисляемыми величинами являются – величины потоков торгового угля с делением на классы и струя отходов.

Таблица 2. Приходы из продажи классов торгового угля.

Входные данные к подсчетам – единичные цены отдельных продажей классов угля. В зависимости от принятых положений можно здесь применять средние цены для горной промышленности или прейскурантные цены данной шахты. Так как до этого типа анализов применяется гипотез постоянных цен и стоимости – для всего периода прогноза принимаются постоянные цены.

Поток приходов из продажи торгового угля показанный в табл. 2 получается посредством перемножения количества произведенного в отдельных классах угля (см. табл. 1) и принятых цен.

Таблица 3. Затраты и стоимости совокупностью на горные работы.

Различается следующие типы стоимости и затрат: подготовительные работы, армирование лавы, расходы текущей эксплуатации, расходы ликвидации лавы, расходы главного внутришахтного транспорта, расходы подъема по стволу, расходы механической переработки и обогащения угля, расходы освоения отходов, расходы вентиляции.

Входные данные до подсчетов: единичные расходы главного внутришахтного транспорта, расстояние главного внутришахтного транспорта, единичные расходы подъема по стволу, единичные расходы механической переработки угля, единичные расходы освоения отходов, единичные расходы подготовительных работ (проходки штреков), длина подготовительных работ, стоимость по договорной ставке армирования лавы, стоимость по договорной ставке ликвидации лавы, расходы текущей эксплуатации в пересчете на одну смену. Заключенные в таблице величины – результат вычислений на основании входных данных приписанных к этой таблице и добавочно на основании данных заключенных в табл. 1 (струя добычи, струя отходов) и запланированного количества рабочих смен в отдельных месяцах. Так как для этого типа анализов применяется гипотез постоянных цен и стоимостей – для всего периода прогноза принимаем постоянные стоимости единичных расходов и по договорной ставке.

Таблица 4. Балансы энергии и денежные струи.

Потоки энергии содержащейся в торговом угле считается как произведение количества проданного угля в данном классе (см. табл. 1) и принятой номинальной калорийности данного класса. *Приходы из продажи торгового угля* а также *затраты и стоимости* – перенесены соответствующим образом из табл. 2 и 3. Результатный поток денег дисконтирован во времени дисконтирующими коэффициентами, вытекающими из принятой для анализа дисконтной ставки. На основании дисконтированных денежных потоков вычисляются экономические отношения для данного поля, которых дефиниции дано в главе 3 – это NPV, NPR, $jNPV^1$, $jNPV^2$.

Для получения сравнительных соотношений принимается, что цикл вскрывающих работ, армирования лавы, текущей эксплуатации, а также разармировки лавы и ликвидации выработки для каждого из анализированных полей начинается в это же самое время.

Анализ второго уровня подробности, выполняемые для всего перспективного плана добычи в целом, использующие фрагментарные данные из анализа *первого уровня* подробности, проводится опираясь на девять таблиц, взаимно связанных с собой функциональными зависимостями. Это следующие таблицы:

Таблица 5. Приходы из продажи торгового угля;

Таблица 6. Затраты и стоимости по пластам и годам;

Таблица 7: Денежные потоки;

Таблица 8. Экономические отношения для отдельных полей (по очередности эксплуатации);

Таблица 9. Экономические отношения для отдельных полей (растущая стоимость NPV);

Таблица 10. Экономические сообщения для отдельных полей (растущая стоимость $jNPV^1$);

Таблица 11. Экономические отношения для отдельных полей (растущая стоимость $jNPV^2$);

Таблица 12. Отклонение от средней $jNPV^1$ (растущая стоимость)

Таблица 13. Отклонение от средней $jNPV^2$ (растущая стоимость);

В табл. 5 составлены приходы из продажи торгового угля, в разделении на отдельные поля и с учетом прогнозируемых сроков вскрытия и эксплуатации запасов. В табл. 6 содержится сводное составление затрат и стоимости, в разделении на отдельные поля и с учетом прогнозированных сроков несения расходов. Таблица 7 заключает составление денежных потоков вытекающих из Таблиц 5 и 6,а также вычисления следующих отношений: sNPV, $sjNPV^1$, $sjNPV^2$.

Таблицы 8-11 содержат вычисленные экономические отношения для отдельных полей, рассортированные по принятым критериям. И так, в табл. 8 применили сортирование по прогнозированной очередности эксплуатации, в табл. 9 сортирование по нарастающим величинам NPV, в табл. 10 сортирование по нарастающим величинам $jNPV^1$, а в табл. 11 сортирование по нарастающим величинам $jNPV^2$. Таблица 12 дает отклонения от среднего $jNPV^1$ для всех анализированных полей, рассортированные по нарастающим величинам этого параметра, и табл. 13 такой же анализ по параметру $jNPV^2$.

5 Заключение

Этот метод был разработан в Главном институте горного дела в Катовицах и использован для разработки Планов Эксплуатации Месторождений в каменноугольных шахтах в Польше. В методе большое значение уделяется анализу существующих геологических и горных материалов, а также информации и правильной их подготовке. Конечным эффектом должны быть данные, которые позволили бы установить параметры, предвиденные к эксплуатации пластов и условия их выступления, а

также ожидаемые в них изменения во времени, вместе с поступающей эксплуатацией, которые были бы самыми близкими к действительным. Они решают, как о количестве, так и качестве запасов для добычи. Они также влияют на прогнозирование для проектирования области горных работ, а затем проведение эксплуатации и переработки угля и одновременно на стоимость и затраты производства торгового угля.

Приложенные таблицы заключают действительные данные. Этот метод пригодный для распространения и применения, при оценке прогнозированных экономических следствий, планированного привлечения запасов. Также этот метод может быть использован в масштабе одной шахты, а также в рамках сравнения окупаемости эксплуатации запасов во многих шахтах одновременно.

Таблица 1

БАЛАНСЫ МАСС И ПАРАМЕТРЫ УГЛЯ /
MASS BALANCE AND COAL PARAMETERS

	Описание	подг-1	подг-2		подг-н	раз-зор		раз-зор	пер-1
I	Балансы выработки								
1	Струя выработки вместе направленная к отделу переработки и обогащению угля [t]	4998	4998		4998				35420
а	т. ч.: струя выработки по запасам [т]	2 279	2279		2279				23100
б	т. ч.: струя подрывки [т]	2719	2719		2719				12320
II	Параметры выработки								
а	тип угля								32,2
б	калорийность угля [kJ/kg]	25954	26954		26954				26954
в	содержание серы [%]								
г	содержание золы [%]	16,53	16,53		16,53				16,53
д	прослойки [%]	21	21		21				21,0
е	подрывка [%]	54,40	54,40		54,40				34,78

Продолжение таблицы 1

	Описание	пер-2		пер-9	пер-10	ли кв-1		лик-н	Итого	Запасы
1	2	11	12	13	14	15	16	17	18	19
I	Балансы выработки									
1	Струя выработки вместе направленная к отделу переработки и обогащению угля [t]	33810		50554	10013				496428	
а	т. ч.: струя выработки по запасам [т]	22050		32970	6530				317874	304200
б	т. ч.: струя подрывки [т]	11760		17584	3483				178554	162240
II	Параметры выработки									
а	тип угля	32,2		34,1	34,1					
б	калорийность угля [kJ/kg]	26954		26954	26954					
в	содержание серы [%]									
г	содержание золы [%]	16,39		14,81	14,77					
д	прослойки [%]	21,0		21,0	21,0					
е	подрывка [%]	34,78		34,78	34,78					

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
III	Баланс торгового угля									
	содержание золы (Ad) [%]	7,37	7,16		6,27				6,27	6,39
1	струя торгового угля выходящего из отряда переделки и обогащения угля вместе [т]	2139	2139		2140				21687	20700
а	сортамент-1: штыб МII газово-коксовый 27-08-08 [т]	1003	1003		1005				10183	9718
б	сортамент-2: штыб МIIА энергетический 20-24-08 [т]	703	704		711				7209	6872
в	сортамент-3: орех II 29-08-08 [т]	111	111		109				1101	1054
г	сортамент-4: орех II 27-12-08 [т]	0	0		0				0	0
д	сортамент-5: концентрат 23-15-08 [т]	222	221		217				2203	2108
е	сортамент-6: концентрат 19-10-08 [т]	89	88		87				881	843
ж	сортамент-7: несорт 24-16-06 [т]	11	11		11				110	105
IV	Баланс отходов по переделке и обогащению угля									
1	струя отходов [т]	2902	2902		2901				14167	13524

Продолжение таблицы 1

1	2	12	13	14	15	16	17	18	19
III	Баланс торгового угля								
	содержание золы (Ad) [%]		7,25	7,37					
1	струя торгового угля выходящего из отряда переделки и обогащения угля вместе [т]		30940	6128				298356	
а	сортамент-1: штыб МII газово-коксовый 27-08-08 [т]		14508	2873				139986	
б	сортамент-2: штыб МIIА энергетический 20-24-08 [т]		10180	2013				98620	
в	сортамент-3: орех II 29-08-08 [т]		1603	318				15321	
г	сортамент-4: орех II 27-12-08 [т]		0	0				0	
д	сортамент-5: концентрат 23-15-08 [т]		3206	637				30641	
е	сортамент-6: концентрат 19-10-08 [т]		1282	255				12256	
ж	сортамент-7: несорт 24-16-06 [т]		160	32				1532	
IV	Баланс отходов по переделке и обогащению угля								
1	струя отходов [т]		20233	4008				204039	

Источник: собственная разработка

Таблица 2

ПРИХОДЫ ИЗ ПРОДАЖИ СОРТАМЕНТОВ ТОРГОВОГО УГЛЯ / PROCEEDS FROM THE SALE OF COMMERCIAL COAL SIZE GRADES IN THOUSANDS OF ZL

	Описание	подг-1	подг-2		подг-н	раз-зор		раз-зор	пер-1
а	сортамент-1: штыб МII газово-коксовый 27-08-08	176	177		177				1792
б	сортамент-2: штыб МIIА энергетический 20-24-08	95	95		96				976
в	сортамент-3: орех II 29-08-08	34	33		33				333
г	сортамент-4: орех II 27-12-08	0	0		0				0
д	сортамент-5: концентрат 23-15-08	28	28		28				282
е	сортамент-6: концентрат 19-10-08	11	11		10				106
ж	сортамент-7: несорт 24-16-06	2	2		2				22
ИТОГО		346	346		346				3510

Продолжение таблицы 2

	Описание	пер-2		пер-9	пер-10	ликв-1		лик-н	Итого
а	сортамент-1: штыб МII газово-коксовый 27-08-08	1710		2553	506				24637
б	сортамент-2: штыб МIIА энергетический 20-24-08	930		1378	272				13345
в	сортамент-3: орех II 29-08-08	318		484	96				4627
г	сортамент-4: орех II 27-12-08	0		0	0				0
д	сортамент-5: концентрат 23-15-08	270		410	81				3922
е	сортамент-6: концентрат 19-10-08	101		154	31				1 471
ж	сортамент-7: несорт 24-16-06	21		32	6				306
ИТОГО		3351		5011	993				48309

Источник: собственная разработка

Единичные цены угля [злотый/т]
сортамент-1: штыб MII газово-коксовый 27-08-08 – 176
сортамент-3: орех II 29-08-08 – 302
сортамент-5: концентрат 23-15-08 – 128
сортамент-7: не сортамент 24-16-06 – 200
сортамент-2: штыб MIIA энергетический 20-24-08 – 135,12
сортамент-4: орех II 27-12-08 – 289
сортамент-6: концентрат 19-10-08 – 120

Таблица 3

ЗАТРАТЫ И СТОИМОСТИ СОВОКУПНОСТЬЮ НА ГОРНЫЕ РАБОТЫ / OVERALL COSTS AND OUTLAYS PUT ON MINING OPERATIONS IN THOUSANDS OF ZL

№ п/п	Описание	подг-1	подг-2		подг-н	ра-зор		ра-зор	пер-1
1	Подготовка шахтного поля	665	665		665				
2	Разоружение					500		500	
3	Расходы текущей эксплуатации								492
4	Расходы ликвидации лавы								
5	Расходы главного внутришахтного транспорта	83	83		83				588
6	Расходы подъема по стволу	43	43		43				306
7	Расходы механической переработки угля	56	56		56				398
8	Расходы освоения отходов	9	9		9				45
9	Расходы вентиляции	172	172		172	172		172	172
ИТОГО		1028	1028		1028	672	672	672	2000

Продолжение таблицы 3

№ п/п	Описание	пер-2		пер-9	пер-10	ликв-1		лик-н	Итого
1	Подготовка шахтного поля								3990
2	Разоружение								1500
3	Расходы текущей эксплуатации	470		702	139				6479
4	Расходы ликвидации лавы					333		333	999
5	Расходы главного внутришахтного транспорта	561		839	166				8235
6	Расходы подъема по стволу	292		436	86				4284
7	Расходы механической переработки угля	380		568	113				5580
8	Расходы освоения отходов	43		64	13				649
9	Расходы вентиляции	172		172	172	172		172	3783
ИТОГО		1917		2782	689	505	505	505	35499

Источник: собственная разработка

Единичные расходы главного внутришахтного транспорта [злотый/км] – 3,77
Длина низового транспорта [км] – 4,4
Единичные расходы освоения отходов [злотый/т] – 3,18
Длина штреков [m] – 1 330
Единичные расходы подъема по стволу [злотый/т] – 8,63
Единичные расходы механической переработки угля [злотый/т] – 11,24
Расходы вентиляции [злотый/т] – 7,62
Расходы проходки 1 метрополитена штрека [злотый/м] – 3000

Таблица 4

БАЛАНСЫ ЭНЕРГИИ И ДЕНЕЖНЫЕ ПОТОКИ /
ENERGY BALANCE AND FLOWS OF MONEY

	Описание	подг-1	подг-2		подг-н	ра-зор		ра-зор	пер-1
I	Баланс энергии проданной в торговом угле								
	Сумма энергии проданной в угле [GJ]	52213	52213		52213				529235
	сортамент-1: штыб MII газово-коксовый 27-08-08 [GJ]	27873	27834		27928				283074
	сортамент-2: штыб MIIA энергетический 20-24-08 [GJ]	14054	14 087		14225				144181
	сортамент-3: орех II 29-08-08 [GJ]	3221	3 208		3151				31937
	сортамент-4: орех II 27-12-08 [GJ]	0	0		0				0
	сортамент-5: концентрат 23-15-08 [GJ]	5110	5068		4998				50659
	сортамент-6: концентрат 19-10-08 [GJ]	1688	1681		1651				16740
	сортамент-7: несорт 24-16-06 [GJ]	267	265		261				2643
II	Денежные потоки								
	Приходы из продажи торгового угля [tys. zł]	346	346		346				3510
	Затраты и стоимости [tys. zł]	1028	1028		1028	672	672	672	2000
	Денежные потоки [tys. zł]	-682	-682		-682	-672	-672	-672	1510
	дисконтирующий показатель	1	0,994		0,972				0,951
	Дисконтирована денежная струя	-682	-678		-663	-650	-546	-642	1435

Продолжение таблицы 4

	Описание	пер-2		пер-9	пер-10	ликв-1		лик-н	Итого
I	Баланс энергии проданной в торговом угле								
	Сумма энергии проданной в угле [GJ]	505179		755363	149606				7282686
	сортамент-1: штыб MII газово-коксовый 27-08-08 [GJ]	270150		403324	79864				3891600
	сортамент-2: штыб MIIA энергетический 20-24-08 [GJ]	137448		203598	40269				1972402
	сортамент-3: орех II 29-08-08 [GJ]	30540		46488	9230				444296
	сортамент-4: орех II 27-12-08 [GJ]	0		0	0				0
	сортамент-5: концентрат 23-15-08 [GJ]	48475		73739	14641				704745
	сортамент-6: концентрат 19-10-08 [GJ]	16018		24366	4838				232872
	сортамент-7: несорт 24-16-06 [GJ]	2529		3847	764				36769
II	Денежные потоки								
	Приходы из продажи торгового угля [tys.zł]	3351		5011	993				48309
	Затраты и стоимости [tys. zł]	1917		2782	689	505	505	505	35499
	Денежные потоки [tys. zł]	1433		2230	304	-505	-505	-505	12810
	дисконтирующий показатель	0,945		0,909	0,903	0,898		0,888	
	Дисконтирована денежная струя	1 355		2026	274	-454	-451	-449	11617

Источник: собственная разработка

Таблица 5

ПРИХОДЫ ИЗ ПРОДАЖИ ТОРГОВОГО УГЛЯ /
PROCEEDS FROM THE SALE OF COMMERCIAL COAL IN THOUSANDS OF ZL

	Номер пласта	Номер лавы	2003	2004	2005		2015	2016	Итого
1	I	1	0	0	0		0	0	48309
2	I	2	0	0	0		26219	9464	36380
4	II	1	0	0	0		0	0	54919
5	II	2	0	0	0		70259	0	125196
50	IX	7	0	0	0		0	0	76572
51	X	1	1560	3508	72948		0	0	78016
52	X	2	390	3509	108127		0	0	112026
	Итого		233425	287800	612745		524775	74566	5591256

Источник: собственная разработка

Таблица 6

ЗАТРАТЫ И СТОИМОСТИ ПО ПЛАСТАМ И ЛЕТАМ /
COST AND OUTLAY CLASSIFICATION BY COAL SEAMS AND YEARS IN THOUSANDS OF ZL

	Номер пласта	Номер лавы	2003	2004	2005		2015	2016	Итого
1	I	1	0	0	0		0	0	35499
2	I	2	0	0	0		20569	8351	31270
4	II	1	0	0	0		0	0	27941
5	II	2					21655	0	47573
50	IX	7	0	0	0		0	0	48115
51	X	1	4452	11896	20920		0	0	38647
52	X	2	921	10436	40669		0	0	53671
	Итого		112786	171348	260999		205546	37400	2646620

Источник: собственная разработка

Таблица 7

ДЕНЕЖНЫЕ ПОТОКИ / FLOWS OF MONEY IN THOUSANDS OF ZL

	Описание	2003	2004	2005		2015	2016	Итого
1	Приходы из продажи торгового угля [tys. zł]	233425	287800	612745		524775	74566	5591256
2	Затраты и стоимости [tys. zł]	112786	171348	260999		205546	37400	2646620
3	Денежные потоки [tys. zł]	120640	116452	351747		319228	37166	2944636
4	дисконтирующий показатель	1	0,935	0,873		0,444	0,415	
5	Дисконтирована денежная струя	120640	108833	307229		141741	15423	1965518
6	Прибыль [%]	51,7	40,5	57,4		60,8	49,8	

Источник: собственная разработка

Дисконтная ставка $R = 0{,}07$; sNPV [zł] = 965 518;
sjNPV^1 [zł/t] = 56,86; sjNPV^2 [zł/GJ] = 2,35

Таблица 8

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОТНОШЕНИЯ ДЛЯ ОТДЕЛЬНЫХ ПОЛЕЙ (ПО ОЧЕРЕДНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ) / ECONOMIC RELATIONS FOR INDIVIDUAL PANELS (ACCORDING TO MINING SEQUENCE)

	Номер пласта	Номер лавы	NPV	jNPV^1 [tys. zł]	jNPV^2 [zł/GJ]	NPVR
1	I	1	11617	38,94	1,60	1,85
2	I	2	4609	20,49	0,84	0,71
4	II	1	24541	72,34	5,16	5,32
5	II	2	71467	92,42	6,58	9,09
50	IX	7	25438	53,73	2,20	3,29
51	X	1	34148	70,83	2,90	2,59
52	X	2	52185	75,38	3,09	6,51

Источник: собственная разработка

Таблица 9

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОТНОШЕНИЯ ДЛЯ ОТДЕЛЬНЫХ ПОЛЕЙ (РАСТУЩАЯ СТОИМОСТЬ NPV)/ ECONOMIC RELATIONS FOR INDIVIDUAL PANELS (INCREASING NPV)

	Номер пласта	Номер лавы	NPV	jNPV[1] [tys. zł]	jNPV[2] [zł/GJ]	NPVR
1	I	2	4609	20,49	0,84	0,71
2	I	1	11617	38,94	1,60	1,85
4	VII	3	12247	49,49	2,03	1,06
5	V	5	12504	42,67	1,75	2,08
50	VIII	3	116957	94,60	3,88	18,09
51	VI	13	133081	84,54	3,47	22,12
52	IX	2	142986	101,11	4,14	32,35

Источник: собственная разработка

Таблица 10

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОТНОШЕНИЯ ДЛЯ ОТДЕЛЬНЫХ ПОЛЕЙ (РАСТУЩАЯ СТОИМОСТЬ JNPV[1])/ ECONOMIC RELATIONS FOR INDIVIDUAL PANELS (INCREASING NPV[1])

	Номер пласта	Номер лавы	NPV	jNPV[1] [tys. zł]	jNPV[2] [zł/GJ]	NPVR
1	I	1	4609	20,49	0,84	0,71
2	II	3	19866	37,61	1,54	1,58
4	I	3	11617	38,94	1,60	1,85
5	V	5	12504	42,67	1,75	2,08
50	IX	3	116957	94,60	3,88	18,09
51	IV	1	60626	99,92	4,10	25,25
52	IX	2	142986	101,11	4,14	32,35

Источник: собственная разработка

Таблица 11

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОТНОШЕНИЯ ДЛЯ ОТДЕЛЬНЫХ ПОЛЕЙ (РАСТУЩАЯ СТОИМОСТЬ JNPV^2) / ECONOMIC RELATIONS FOR INDIVIDUAL PANELS (INCREASING NPV^2)

	Номер пласта	Номер лавы	NPV	jNPV^1 [tys. zł]	jNPV^2 [zł/GJ]	NPVR
1	I	2	4609	20,49	0,84	0,71
2	II	3	19866	37,61	1,54	1,58
4	I	1	11617	38,94	1,60	1,85
5	V	5	12504	42,67	1,75	2,08
50	IX	2	142986	101,11	4,14	32,35
51	II	1	24541	72,34	5,16	5,32
52	II	2	71467	92,42	6,58	9,09

Источник: собственная разработка

Таблица 12

ОТКЛОНЕНИЕ ОТ СРЕДНЕГО JNPV^1 (РАСТУЩАЯ СТОИМОСТЬ) / THE NPV^1 AVERAGE DEVIATION (INCREASING)

	Номер пласта	Номер лавы	jNPV^1 [tys. zł]	Отклонение от среднего jNPV^1 [%]
1	I	2	20,49	- 70,7
2	II	3	37,61	- 46,3
4	I	1	38,94	- 44,4
5	V	5	42,67	- 39,1
50	IX	3	94,60	+ 35,1
51	IV	1	99,92	+ 42,6
52	IX	2	101,11	+ 44,3
Средняя стоимость			70,05	

Источник: собственная разработка

Таблица 13

ОТКЛОНЕНИЕ ОТ СРЕДНЕГО JNPV[2] (РАСТУЩАЯ СТОИМОСТЬ) / THE NPV[2] AVERAGE DEVIATION (INCREASING)

	Номер пласта	Номер лавы	jNPV[1] [tys. zł]	Отклонение от среднего jNPV[1] [%]
1	I	2	0,84	- 71,6
2	II	3	1,54	- 48,0
4	I	1	1,60	- 46,0
5	V	5	1,75	- 40,9
50	IX	3	4,14	+ 39,8
51	II	1	5,16	+ 74,3
52	II	2	6,58	+ 122,3
Средняя стоимость			2,96	

Источник: собственная разработка

Список литературы

1. Behrens W., Hawranek P.M., 1993 – «Manual for the Preparation of Industrial Feasibility Studies». UNIDO.

2. Chudek M, i inni, 1972 – «Metoda oceny wartości kopaliny użytecznej w złożu». Projekty – Problemy nr. 10.

3. Krowiak A., 2001 – «Analiza struktury kosztów stałych i zmiennych w górnictwie węgla kamiennego», praca statutowa nr. 14301001-360, dokumentacja GIG, Katowice.

4. Kaziuk H i zespół, 2001 – «Projekt zagospodarowania złoża węgla kamiennego (jednej z kopalń węgla na terenie woj. śląskiego)», dokumentacja w zbiorach GIG, MŚ i kopalni; Katowice.

УДК 622.349.5:621.039.007 © О.Є. Хоменко

ЯДЕРНО-ПАЛИВНА ЕНЕРГЕТИКА УКРАЇНИ: УЧОРА, СЬОГОДНІ, ЗАВТРА

Проведено аналіз рівня розвідки запасів, наявного кадрового потенціалу та виробничої бази уранової галузі. Проаналізовано динаміку ціноутворення і попит, перспективи промислового розвитку та підготовки кадрів для підприємств ядерної енергетики України.

Проведен анализ уровня разведки запасов, имеющегося кадрового потенциала и производственной базы урановой отрасли. Проанализирована динамика ценообразования и спроса, перспектив промышленного развития и подготовки кадров для предприятий ядерной энергетики Украины.

The analysis of level of secret service of supplies, present skilled potential and production base of uranium industry is conducted. The dynamics of pricing and demand, prospects of industrial development and personnel training is analyzed for the enterprises of nuclear energy of Ukraine.

Учора

Рівень розвідки запасів

Зі всіх складових створення власного виробництва ядерного палива в Україні реально є тільки одна: сировинна база. Природа щедро наділила українців урановими рудами але не такими багатими, як у Канаді чи Австралії, зате їх запаси найбільші в Європі, а можливо і у світі. Точна кількість урану, що знаходиться в земній корі, невідома. Вчені сходяться на думці, що її кількість складає від 0,0002 до 0,0004%. Проблема полягає в тому, що цей елемент є розсіяним, тому недивно, що жодна країна не може похвалитися багатими запасами урану в межах одного родовища. На сьогоднішній день серед уранових родовищ можна виділити Яхимовське (Чехія), Мерісвейл (США), а також родовище в Корнуеллі (Великобританія), Британській Колумбії (Канада) та ін. Скільки запасів урану в Україні до сих пір невідомо. Через хронічний брак коштів геологорозвідувальні роботи по уранових покладах не проводилися з моменту розпаду Радянського Союзу. За розвіданими запасами Україна займає перше місце у Європі і шосте у світі, і в будь-якому випадку, фахівці запевняють, що офіційно захищені запаси і фактичні дуже відрізняються, і сировини для завантаження вітчизняних гідрометалургійних заводів з випуску уранового концентрату вистачить не на одну сотню років.

До офіційних запасів України слід віднести 12 детально розвіданих ендогенних уранових родовищ, що сконцентровані у двох рудних вузлах – Кіровоградському і Ново-Костянтинівському. За існуючих темпів використання ядерного палива цими запасами, що можливо видобувати тільки підземним способом, Україна буде забезпечена на 100 років. До цього слід додати ще запаси 15 промислових родовищ пісковикового типу (за градацією МАГАТЕ), що придатні для більш екологічно прийнятного підземного вилуговування. Серед них найбільш підготовлені до розробки Садове, Сафонівське, Ново-Гур'євське та Сурське. Родовища України дають можливість підтримувати конкурентоспроможність вітчизняного уранового концентрату у світі за рахунок великих розмірів рудних тіл, що дозволяє застосовувати високопродуктивні системи розробки; високих міцнісних властивостей руд і порід, що дозволяють проходити гірничі виробки без кріплення та відпрацьовувати очисні блоки великих розмірів; низьких водопритоків у гірничі виробки. Крім того, відносно низький вміст урану в рудах дає можливість забезпечувати нормальну радіаційну обстановку на робочих місцях за умов достатньої вентиляції [1].

Динаміка ціноутворення

Сьогодні ціни на уран поступово зростають і надалі прогнозується стрімкий стрибок. Цього року ціни на уран можуть вирости майже вдвічі. Вартість сировини для виробництва палива для ядерних реакторів може перевищити 80 дол./фунт при поточній ціні в 47 доларів. Це відбудеться, якщо на ринок окрім енергетиків повернуться інвестори. Історичного піку в 136 дол./фунт ядерного палива досягала в червні 2007. Тоді причиною рекордного зростання стала ціла хвиля нових програм з будівництва ядерних реакторів в різних країнах світу. При вірній постановці питання закис-окисень урану може стати розмінною монетою при закупівлі послуг і продукції, необхідних для створюваного в країні ядерно-паливного циклу. Як стверджують у департаменті ядерної енергетики і атомної промисловості Міністерства палива і енергетики України, за всього бажання і здорових амбіцій створити замкнутий цикл виробництва ядерного палива для АЕС самостійно Україні не вдасться. Збагачення урану наша країна не реалізує ні економічно, ні технологічно, ні політично. Сьогодні це питання, що дуже довго обговорюється зняте з порядку денного [2].

Кадровий потенціал

Підготовка кадрів для уранової промисловості в колишньому СРСР була зосереджена переважно у профільних вищих навчальних закладах Російської Федерації (Московський інститут сталі та сплавів (МІСІС), Московський хіміко-технологічний інститут (МХТІ), Московський геологорозвідувальний інститут (МГРІ), Ленінградський технічний університет (ЛТІ), Ленінградський гірничий інститут (ЛГУ), Уральський політехнічний інститут (УПІ, м. Свердловськ). Тому після 1991 р. завдання підготовки фахівців для уранового комплексу гостро постало в незалежній Україні.

В останнє десятиліття забезпечення основних підрозділів Державне підприємство «Східний гірничо-збагачувального комбінат» (ДП «СхідГЗК», ГМЗ, СКЦ, шахт «Інгульська» і «Смолінська», ЦНДЛ, ЦПГДЛ) і Державне підприємство «Дирекція

підприємства, що будується на базі Ново-Костянтинівського родовища уранових руд» (ДП «Дирекція, шахта «Ново-Костянтинівська» та повного циклу підрозділів, що будуються) новими кадрами технологічного і хімічного напрямів відбувалось головним чином за рахунок незначної частки випускників денної і заочної форм навчання вищих навчальних закладів м. Дніпропетровська – Національний гірничий університет (НГУ), Український державний хіміко-технологічний університет (УДХТУ); м. Севастополя – Севастопольський національний університет ядерної енергії і промисловості (СНУЯЕП), м. Кривого Рога – Криворізький технічний університет (КТУ); при цьому профільна підготовка випускників практично не орієнтувалась на специфіку уранової галузі [3].

Сьогодні

Виробнича база

На сьогоднішній день в Україні налічується12 уранових шахт, найпотужніші, а саме головне – діючі з яких розташовані в Кіровоградському рудному районі. Перш за все, мова йде про перше і фактично єдине підприємство з видобування урану – ДП «СхідГЗК». Підприємство спеціалізується на розвідці, видобуванні та переробці урану, який після збагачення в Росії використовується для виробництва ядерного палива. Сучасний обсяг видобутку уранорудної сировини, що забезпечують шахти «Смолінська» і «Інгульська», становить 900 тис. т, що майже 30% від потреби України. Вихід на проективний рівень видобутку уранової руди шахтою «Ново-Костянтинівська», що до 2006 року знаходилась у складі ДП «СхідГЗК», очікується через 7-10 років за умови добудови підприємства і планового нарощування обсягів видобутку. Це І каскад: 1,5 млн. т/рік з 2015 року та ІІ каскад – 2,5 млн. т/рік з 2019 року [4].

Після покращення екологічного стану шламосховищ можливо використовувати промислові потужності зупинених гідрометалургійних заводів у містах Жовті Води та Дніпродзержинськ. Окрім цього, можливо задіяти ресурсний потенціал з видобутку та збагачення цирконію в Україні та отримання цирконієвого прокату ядерної чистоти 0,005%, що можливо зробити на основі Вільногірського родовища та ЗАТ «Кримський титан». У начальний період підвищення обсягів видобутку можливо отримати лише за рахунок підземного свердловинного вилуговування урану (СПВ), яке визнано у світі як менш шкідливий для навколишнього середовища та персоналу. Першочерговим завданням короткострокової перспективи є дорозвідка рудопроявлень та видобування урану на неглибоких українських родовищах способом СПВ [3].

Попит та ціни

Обсяги видобування уранових руд у світі забезпечують сучасні потреби АЕС на 60%, а темпи зростання видобутку природного урану не перевищують 6-7% на рік. За прогнозами МАГАТЕ і світової ядерної асоціації (WNA), світові потреби в урані до 2020 року щорічно зростатимуть на 0,85% і сягнуть 75 тис. т/рік. Тимчасове зниження обсягів виробництва енергії у період кризи не створить довготермінових перешкод

розвитку ядерної галузі України. За 3 місяці 2009 року спад виробництва електроенергії склав лише 13,7%, через що НАЕК «Енергоатом» в грудні зупинив 2 енергоблоки на Запорізькій АЕС. Значне зростання споживання електроенергії очікується не раніше 2012 року. На той час завдяки проектам рівень інтеграції російських виробників і українських АЕС стане максимальним. Окрім цього, наприкінці 2008 року Кабінет Міністрів ухвалив рішення про розробку нового багатоцільового дослідницького ядерного реактора IV покоління з виділенням на наступні 5 років 1,25 млрд. грн. Водночас Державний департамент США розпочав фінансування більшості робіт зі створення підкритичного ядерного палива з виділенням $25 млн. до НАН України. Це підтвердило статус України у світі як ядерної держави [3].

Кадрова забезпеченість

Аналіз навчальних програм підготовки фахівців з профільних дисциплін «Пошук та розвідка корисних копалин», «Буріння свердловин на тверді корисні копалини», «Технологія розробки родовищ корисних копалин», «Технологія збагачення корисних копалин» (НГУ), «Хімічна технологія матеріалів ядерної енергетики» (УДХТУ) і «Ядерно-паливний цикл» (СНУЯЕП) свідчить, що в лекційному циклі практично відсутні матеріали, які стосуються уранової промисловості. Крім того, відсутня в необхідному обсязі виробнича практика студентів на підприємствах галузі, фактично не проводиться перепідготовка і підвищення кваліфікації фахівців. Такі важливі для галузі підприємства, як ДП «Цирконій» та ДП «Смоли» (м. Дніпродзержинськ), ДП «Український науково-дослідний проектно-розвідувальний інститут промислової технології» (м. Жовті Води), практично не мають зв'язків з навчальними закладами України. Хоча в Україні існує повний комплекс навчальних, наукових, проектних та геологічних установ, пов'язаних з елементами ядерно-паливного циклу, їх зусилля не скоординовані на досягнення енергетичного суверенітету держави.

Саме у період структурної перебудови української енергетики, під час економічної кризи, виявляється можливість прискореного впровадження інноваційних підходів у підготовці фахівців і широкого застосування новітніх науково обґрунтованих технологій розробки уранових родовищ. В Україні існує відповідна мережа навчальних закладів, які при чіткій загальній координації здатні реалізувати підготовку спеціалістів для підприємств ядерної енергетики, з впровадженням їх спеціалізованої профорієнтації, підготовки та перепідготовки. Економічна криза у першу чергу торкнулась виробників сировинної продукції і виявила кадрові проблеми, що накопичилися в українській гірничодобувній промисловості протягом останніх двох десятиріч. За час незалежності основу фінансового успіху складали екстенсивні чинники: дешева та більш-менш кваліфікована робоча сила, дешеві та доступні мінеральні ресурси, а також сталі економічні зв'язки з Росією [3].

Завтра

Перспективи промислового розвитку

Першочергова ділянка введення промислових потужностей – це початок підготовчих робіт з добудови «нових старих» ядерних блоків на Хмельницькій АЕС – третього та четвертого, які заморожені 20 років тому. Але кошти в тарифи на ці роботи не передбачені. Підписано контракт з американською Westinghouse, який має на меті скоротити залежність українських атомних станцій від російського ядерного палива на 1/5. Зараз єдиним постачальником палива на українські АЕС є російська корпорація ТВЕЛ. А в 2005 році американська Westinghouse за кошти уряду США поставила на Південноукраїнську АЕС 6 тепловиділяючих зборок для експлуатації в тестовому режимі. У відповідь ТВЕЛ погодився на більш істотний рівень інтеграції в ядерній сфері – компанія запропонувала побудувати в Україні за її технологіями завод для фабрикації урану. Крім того, визначено термін для укладання міждержавної угоди про кооперацію з добудови Хмельницької АЕС – 1 листопада 2009 року. Перші пропозиції з цієї угоди Україна вже передала Росії. Згідно з домовленостями прем'єрів, довгострокова угода на постачання ядерного палива для 12 блоків українських АЕС має бути підписана не пізніше середини літа 2009 року. Україна також розраховує закласти у контракт можливість постачання палива ще на 3 блоки на випадок виникнення форс-мажорних обставин. Наразі між двома країнами діє договір на постачання палива у 2009-2010 роках. 15 блоків це гарний ринок для одного постачальника, але дуже вузький для кількох. Створення спільного виробництва ядерного палива з Росією може поставити крапку в цьому питанні. Очікується, що підприємство буде створене до першого завантаження третього та четвертого блоків Хмельницької АЕС, тобто до 2016 року. Вартість підприємства складає 4,2 млрд. грн, а першої черги – 2,4 млрд. грн. ТВЕЛ вже приступила до розробки техніко-економічного обґрунтування типового заводу і до початку 2010 року документація буде готова [5].

На першому етапі Росії постачатимуться паливні таблетки для ТВС (спечений діоксид урану), а надалі ТВЕЛ допускає поступове перенесення їх виробництва в країну-виробника за умови економічних показників підприємства. При цьому збагачення урану проводитиметься в Росії, оскільки ця країна володіє відповідними технологіями. Теоретично у України буде можливість проводити збагачення і в інших країнах світу, наприклад у Франції або Великобританії. На сьогодні більше 5 держав виявили цікавість до таких проектів. У ТВЕЛа є ціла низка критеріїв відбору партнерів. Головний серед них – наявність парку реакторів російського зразка, оптимальна кількість – 8-10 одиниць. Тобто, чим більше реакторів зосереджено в країні, тим краще економіка такого заводу [6].

Міжнародні тенденції розвитку

Створення спільного підприємства дозволить підвищити енергетичну безпеку України шляхом цілковитого уникнення залежності від прямого зовнішнього постачальника ядерного палива – чи то Росії, чи то США. Росія ж таки позбавиться аме-

риканців на українському ринку. Наразі, поки документи блукають коридорами української влади, росіяни нервують. У Москві натякають, що будівництво заводу на їх кошти та за її технологіями можливо не лише в Україні, але й, наприклад, у Словаччині чи Болгарії. Офіційний Київ зі свого боку киває в бік Westinghouse, яка теж має технології, гроші, час та натхнення для створення власних потужностей в Україні. Інший аргумент росіян це відмова Україні в участі у «Міжнародному центрі збагачення урану», що створено 2007 року в Ангарську. Участь у МЦЗУ забезпечить Україні гарантований доступ до потужностей зі збагачення урану. У грудні 2008 року Кабінет Міністрів доручив державному концерну «Ядерне паливо» викупити за власні кошти 10% акцій Центру. 50%+1 акцію контролює «Росатом», а ще 10% викуповує НАК «Казатомпром» [6].

Інтерес до ядерної енергетики різко виріс на тлі бурхливого зростання цін на енергоносії. Цим скористалися інвестори, які не відчували потреби в урані як такому, але які прагнули заробити на зростанні цін. Один лише збанкрутілий банк Lehman Brothers накопичив 450 тисяч фунтів. Проте обвал цін на нафтовому ринку і гострий дефіцит ліквідності змусили інвесторів спішно розпродавати запаси, обвалювавши ціни все глибше. Проте ядерні програми запущені, і низькі ціни – зайвий привід від них не відмовлятися. У Азіатсько-тихоокеанському регіоні власну цивільну атомну енергетику активно розвивають Китай (будує 5 реакторів), В'єтнам, Індонезія і Індія (будує 7 реакторів). Про своє бажання будувати АЕС заявила Туреччина. Незважаючи на масштабний світовий скандал, Іран за участю Росії продовжує будувати атомну станцію «Бушер». Навіть Європа, яка після Чорнобильської аварії заморозила практично будь-яку активність в ядерній сфері, розглядає можливість відродження ядерних програм через недавню газову кризу. Взагалі для Росії відкриваються непогані перспективи: кожен шостий реактор у світі використовує паливо, вироблене в Росії. Російське паливо використовують атомні електростанції Вірменії, Болгарії, Угорщини, Німеччини, Китаю, Литви, Нідерландів, Словаччини, України, Фінляндії, Чехії, Швеції, Швейцарії. Російське ядерне паливо займає до 35% ринку Кореї, не менше 10% в Японії. При цьому 94% світового видобутку урану забезпечують 10 країн. Найбільшими розвіданими запасами володіють Австралія, Росія, Казахстан і Канада. Росія за розвіданими запасами урану (з урахуванням російсько-казахського спільного підприємства «Зарічне») ВАТ «Атоменергопром» займає 2-ге місце в світі [7].

Підготовка кадрів на світовому рівні

Аналізуючи досвід Росії зі створення регіональних центрів по типу «Сібатомкадри» та інших, чи Казахстану з Казахським ядерним університетом, які є корпоративними навчальними закладами з підготовки фахівців для ядерної енергетики держав. Головна мета таких організацій це підготовка фахівців для підприємств та установ уранодобувної промисловості, всебічний розвиток ядерно-паливного циклу за рахунок поєднання освітнього, наукового та виробничого компонентів і встановлення партнерських зв'язків у галузі, що дозволить суттєво підвищити рівень енергетичної незалежності держави. Основним інструментом у напрямі підготовки кадрів в Україні має стати корпоративний навчальний заклад ядерно-паливної спрямованості, який має системно вирішувати проблеми підготовки кадрів, розробки та впрова-

дження сучасних високоефективних технологій за умов екологічної безпеки та соціального забезпечення працівників. Започаткування створення Українського ядерного університету (УЯУ) доцільно на базі Національного гірничого університету. У цьому відомому вищому навчальному технічному закладі, який має 110-річну історію, сформувались визнані у світі наукові школи з фундаментальних наук про Землю та вирішення актуальних проблем гірничої справи. Структура УЯУ є відкритою і передбачає можливість залучення на добровільній основі інших (не галузевих) освітніх установ і промислових підприємств, незалежно від їх форми власності. Завданнями УЯУ має стати спрямування комплексу профільних навчальних, наукових та промислових організацій на досягнення енергетичної незалежності України; якісне забезпечення й оптимізація освітньої підготовки та перепідготовки фахівців галузі, підвищення кваліфікації кадрів для підприємств і організацій ядерно-паливного циклу для відтворення кадрового потенціалу галузі; суттєве підвищення кількості кваліфікованих працівників у галузі; розв'язання актуальних науково-технічних проблем уранодобувної галузі, науково-освітня підтримка та супровід виробничого процесу; створення і розвиток власних електронних ресурсів і надання інформаційних джерел для інженерно-технічних працівників галузі, науковців, викладачів, аспірантів і студентів.

Освітню діяльність УЯУ здатні забезпечити 9 освітніх установ, 2 наукові та 3 промислові підприємства галузі, у тому числі НГУ, УДХТУ, КТУ, КІРЛ – Кіровоградський інститут розвитку людини «Україна» та СНУЯЕП. У навчальних закладах, що увійдуть до університету, окрім виконання існуючих стандартних освітніх програм за очною, заочною, вечірньою, очно-заочною формами навчання, у тому числі і за дистанційною технологією, пропонуються нові форми підготовки фахівців. Наукові дослідження в рамках УЯУ можуть забезпечити ДП «Український науково-дослідний проектно-розвідувальний інститут промислової технології» (м. Жовті Води), ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут» (м. Кривий Ріг), творчі колективи науковців вищих навчальних закладів IV рівня акредитації, що входять до складу корпоративного університету. Провідними промисловими підприємствами УЯУ виступають ДП «СхідГЗК» (м. Жовті Води), ДП «Дирекція» (с. Олексіївка, Кіровоградська область), Запорізька АЕС (м. Енергодар).

Український державний хіміко-технологічний університет виступає у ролі партнерського вузу з підготовки інженерів-хіміків, Криворізький технічний університет – інженерів з гірництва; Севастопольський національний університет ядерної енергії і промисловості готує спеціалістів для атомної енергетики і промисловості; Кіровоградський інститут розвитку людини «Україна» готує спеціалістів економічного, екологічного та юридичного напрямів. До системи УЯУ залучаються Дніпрорудненський індустріальний технікум, гірничий технікум КТУ, Жовтоводський промисловий технікум Дніпропетровського національного університету, ПТУ № 16 (с. Мала Виска), а також по одному професійно-технічному училищу у містах Кіровоград, Запоріжжя, Жовті Води, які у подальшому планується реорганізувати в енергетичні коледжі [3].

Список літератури

1. Хоменко О.Е. Энергетическая независимость Украины и ее экологическая цена /О.Е. Хоменко, А.П. Дронов // Вісник КТУ. – 2009. – Вип. 23. – С. 34-28

2. Хоменко О.Е. К обоснованию рациональной технологии буровзрывных работ в условиях шахт ГП «ВостГОК» / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №10. – С. 3-6.

3. Хоменко О.Є. Як відродити ядерно-паливну енергетику України [Електронний ресурс] / Аналітика на освітньо-науково-виробничому порталі «Рудана» – 2009 – Інноваційні розробки. – Режим доступу до статті: http://rudana.in.ua/showanalit_23_lang.htm.

4. Хоменко О.Е. Технология буровзрывных работ в условиях Ватутинского урановорудного месторождения / О.Е. Хоменко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №1. – с. 13-16.

5. Гавриш О. Энергия Кабмина [Електронний ресурс] / Коммерсант №97 от 15.06.2009 – режим доступу до статті: http://www.kommersant.ua/doc.html?docid=1162977.

6. Гавриш О. Украина определилась с приоритетами в атомной энергетике. [Електронний ресурс] / Business Information Network от 28.05.2009 – Режим доступу до статті: http://bin.com.ua/templates/analitic_article.shtml?id=89815.

7. Хоменко О.Е. Експерты ожидают роста цен на уран [Електронний ресурс] /Новини на освітньо-науково-виробничому порталі «Рудана» від 24.02.09 – Режим доступу: http://rudana.in.ua/shownews_13_lang.htm.

УДК 622.142: 622.25: 622.371

© С.Г. Страданченко, А.Ю. Прокопов, В.Л. Склепчук

АНАЛИЗ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ, ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРОХОДКИ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ВЗРЫВОЗАЩИТЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА «УДАЧНЫЙ» АК «АЛРОСА»

Приведені гірничо-, гідрогеологічна і гірничотехнічна характеристики алмазоносної трубки «Вдала» (Республіка Саха (Якутія) і обґрунтовані технологічні вирішення проходки стволів підземної копальні «Вдалий».

Приведены горно-, гидрогеологическая и горнотехническая характеристики алмазоносной трубки «Удачная» (Республика Саха (Якутия) и обоснованы технологические решения проходки стволов подземного рудника «Удачный»

Are resulted it is mountain-, hydro-geological and mining characteristics containing diamonds tubes «Udachnaya» (Republic Sakha (Yakutia) and technological decisions passing shafts of underground mine « Udachniy» are proved.

Акционерная компания «АЛРОСА» – один из мировых лидеров в области разведки, добычи и реализации алмазов, производства бриллиантов. АК «АЛРОСА» добывает 97% всех алмазов Российской Федерации. Доля компании в мировом объеме добычи алмазов составляет 25% [1]. АК «АЛРОСА» располагает разведанными запасами, достаточными для поддержания текущего уровня добычи в течение 25 лет без снижения качества сырья.

С целью сохранения и увеличения добычи компанией были рассмотрены и утверждены основные положения концепции развития алмазодобычи до 2015 года, согласно которой в этот период должны быть построены и введены в эксплуатацию на проектную мощность подземные рудники «Мир», «Айхал» и «Удачный».

Подземный рудник «Удачный» станет одним из крупнейших в мире – его итоговая производительность составит 4 млн. тонн руды в год. Сооружение рудника началось в 2004 году. В 2011 году будет сдан первый пусковой комплекс с проектной мощностью 500 тыс. тонн руды в год. 2014 г. – выход на проектную производительность 4 млн. тонн руды в год. В настоящее время силами ОАО «Ростовшахтострой» закончена проходка вентиляционно-вспомогательного ствола, произведен там-

понаж закрепленного пространства, выполняется армирование ствола, которое планируется завершить в текущем году. Коллективом «Альянса горных предприятий» пройдено порядка 140 м вертикально-скипового ствола, продолжались работы по проходке скипового ствола. Наклонным съездом достигнута отметка горизонта – 380 м. [2]. Окончательную проходку скипового ствола планируется завершить в декабре 2009 года. В наклонном съезде в 2008 году пройдено более 800 м.

Месторождение «Удачное» ниже дна существующего карьера представляет собой два конусообразных рудных тела (трубки) эллипсообразной формы Западное и Восточное. Они прослеживаются до глубины –1400 м с постепенным уменьшением диаметра в плане (табл. 1).

Особенностями горно-геологических условий подземной отработки запасов месторождения «Удачное» являются:

– сложная гидрогеологическая обстановка;

– газо- и нефте-битумонасыщенность месторождения;

– геотермическая обстановка рудного массива и вмещающих пород;

– наличие открытых горных работ (карьера глубиной 600 м) на момент развития подземных горных работ.

Таблица 1

ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ ТЕЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «УДАЧНОЕ» [3]

Горизонт	Рудное тело	Площадь, тыс. $м^2$	Диаметр, м	Расстояние между р.т., м	Средние углы контактов р.т.*, °
-290	Западное	70	350	140	70-120
	Восточное	58	300		85
-580	Западное	49,5	220	350	
	Восточное	43,2	200		
Среднее		110			
	Западное	59,5			
	Восточное	51			

*с вмещающими породами по периметру

Гидрогеологические условия месторождения требуют проведения большого объема дренажных работ вследствие залегания рудных тел в зоне непосредственного контакта с водовмещающими породами, в которых установлено наличие напорных вод и карстовых полостей. Подземные воды месторождения представлены «крепкими» рассолами, содержащими бром, бор, стронций, литий, рубидий. Рассолы содержат 300-430 г/л солей и 0,3-0,9 $м^3/м^3$ растворенных газов углеводородного состава. В интервале I шага отработки запасов подземным способом средняя газонасыщенность подземных вод составляет 0,3-0,4 $м^3/м^3$, а глубже она снижается.

Нефтебитуминозность

Нефть и битум присутствуют преимущественно в прослоях мергелей, аргиллитов, глинистых известняков, реже – в доломитах, конгломератах. Наиболее распространенным является нефтенасыщение горных пород, реже встречаются рассеянные нефте-битумопроявления.

Наиболее распространенным типом нефтебитумопроявлений является нефтенасыщение пород. Нефть, рассеянная в породах, отличается от полученной из скважин большим количеством асфальтенов и смол, меньшей подвижностью. Вязкие и полувязкие битумы не содержат газа, полностью лишены подвижности. При всем многообразии форм нахождения и внешнего вида битумов и нефти, их геохимические характеристики довольно близки, что подтверждает вторичность нефтепроявлений во всем изученном разрезе и их единую генетическую природу.

Характер нефтебитумопроявлений во вмещающих породах и кимберлитах различен. Нефтенасыщенность кимберлитов в целом в несколько раз меньше чем вмещающих пород. Наибольшей нефтебитумонасыщенностью обладают вмещающие породы в интервале глубин 250-700 м (гор. +100 до – 480 м). Мощность обильно пропитанных пластов здесь достигает 10-15 м. Содержание нефтебитумов во вмещающих породах в указанном интервале изменяется от 0,6% до 2,35%, ниже по разрезу (гор. –480 ÷ –1080м) уменьшается до 0,01%. Битумы содержат по групповому анализу около 50-60% масел, 40-45% смол, в нижних частях разреза содержание масел уменьшается до 15-20%.

По данным люминесцентно-микроскопических исследований дисперсно-рассеянная нефть содержится практически по всей массе кимберлитов. Западное рудное тело насыщено нефтью и битумом интенсивнее и практически на всю изученную глубину, отмечены интервалы (до 6 м) с обильным насыщением. Высокая нефтебитумонасыщенность Западного рудного тела объясняется наличием большого количества ксенолитов осадочных пород мощностью до 45,5 м, которые обладают сравнительно высокой пористостью, кавернозностью и наличием легкопроницаемых зон, полостей, карстов.

На несколько порядков ниже нефтенасыщенность Восточного рудного тела. Нефть и битум на глубоких горизонтах этого тела иногда фиксировались в трещиноватых и брекчированных зонах, в полостях редких трещин, вдоль зеркал скольжения, в кавернах, в кальцитовых жилах и отдельных ксенолитах, а также в приконтактовых частях с вмещающими породами.

В целом нефтебитумонасыщенность месторождения трубки Удачная обладает рядом особенностей:

– нефть и битум фиксируются как в осадочных породах, так и в кимберлитах. Промышленных концентраций нефти в районе тр. Удачная не обнаружено;

– с глубиной содержание нефти и битума в осадочных породах и кимберлитах резко уменьшается. Нефть и битум приурочены к прослоям кавернозных известняков, доломитов и конгломератов;

– нефть и битум, содержащиеся в горных породах, особых осложнений при отработке месторождения открытым способом не вызывают. Экспериментально уста-

новлено, что химический состав нефтебитумов очень близок к флотационным реагентам. Поэтому может происходить дополнительная флотация алмазов, которые будут уходить в отвалы и в хвосты винтовых сепараторов. С целью обеспечения требуемого извлечения алмазов специалистами института Якутнипроалмаз рекомендовано осуществлять подачу пород-подавителй флотации и битумизированные кимберлиты выдерживать в течение 2-3 месяцев на рудном складе.

Газоносность

Газоносность месторождения оценивается по содержанию растворенных газов в подземных рассолах и коллекторах нефтебитумов, т.к. сорбционные свойства горных пород крайне низки.

По данным Амакинской геологоразведочной экспедиции в интервале от +97 до –1080 м абс. наблюдаются стабильные содержания растворенных газов в рассолах водоносных комплексов, изменяющиеся в пределах 0,15-0,3 $м^3/м^3$. Учитывая довольно высокую проницаемость и обводненность пород этого интервала, растворенные газы будут оказывать прямое влияние на загазованность подземных горных выработок.

Доминирующими компонентами являются углеводородные газы (УВГ), на долю которых приходится от 26 до 93% газовой смеси. Концентрации остальных газов незначительны: азота 7-60%, водорода – до 1%, углекислых газов – до 3%, гелия – до 0,06%, аргона – до 0,8%.

В составе углеводородных газов главную роль играет метан, его количество, как правило, превышает 90%. С увеличением молекулярного веса углеводородов их содержание резко уменьшается, а пентаны и гексаны практически отсутствуют. Содержание УВГ составляет от 0,025 до 0,3 $м^3/м^3$ в отдельных пробах. Количество азота составляет сотые доли $м^3/м^3$. В отдельных пробах содержание азота достигает 70% абс., что, вероятно, связано с привносом атмосферного азота.

Отбор проб растворенного газа с помощью дегазатора непрерывного действия (в процессе опытных откачек) показал постоянство состава газовой смеси и величины общей газонасыщенности.

Сероводород по всему изученному разрезу – до глубины 1400 метров (гор. -1080 м) не обнаружен.

Особое внимание при отработке месторождения следует обратить на встречающиеся *газовые «ловушки»*. Так, скважина № 517, которая вскрыла на Западном теле (гор. -590 м) карстовую полость, фонтанировала на протяжении девяти месяцев с дебитом газированных рассолов до 50 $м^3$/час. По Восточному рудному телу выбросы газа и рассолов из «ловушек» фиксировались на глубинах от +100 до –750 м абс. Наиболее интенсивное выделение газа было отмечено здесь при бурении скважины №42, которая фонтанировала в течение 7 суток, а высота факела достигала 13 м. В скважинах №221, 218, 203, 233, 503, 507 также было отмечено выделение газа, но оно происходило менее интенсивно. Поэтому проходку горных выработок в интервале от –320м до –780 м необходимо производить с бурением опережающих и дренажных (наклонно-восстающих) скважин.

Геотермические условия месторождения определяются неравномерным распределением многолетнемерзлых горных пород. Практически половина запасов Западного и Восточного рудных тел в отм. –290/–580м находятся в зоне отрицательных температур, а остальные запасы в зоне положительных (табл. 2).

Таблица 2

ГЕОТЕРМИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ [3]

Горизонт, м	Температура рудного и породного массива, ºС	
	от	до
– 380	–4,5	–2.5
– 480	–3,5	+0,45
– 580	–2,4	+1

Физико-механические свойства руды и вмещающих пород

На этапе вскрытия и отработки запасов I очереди в отметках –290… –580 м практически все горно-капитальные выработки проходятся по доломитам и известнякам с коэффициентом крепости по Протодьяконову 1-8 при среднем значении 2,5-4,5. Вмещающие породы месторождения до гор. –580 м по прочности на сжатие в основном относятся к слабым вечномерзлым (средняя величина $\sigma_{сж} = 10 - 35$ МПа) и весьма слабым вечномерзлым (средняя величина $\sigma_{сж} = 4 - 10$ МПа). Процентное соотношение пород по прочностным параметрам в интервале отметок –290…–580 м приведено в табл. 3.

Таблица 3

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ПОРОД ПО КРЕПОСТИ [3]

Крепость пород по Протодьяконову	% пород
2-3	50
4-6	40
7-9	10

На основании выполненного анализа особенностей и сложности горно-геологических условий проведения выработок на месторождении «Удачное», ОАО «Ростовшахтострой» при проходке вентиляционно-вспомогательного ствола подземного рудника «Удачный» был разработан и реализован комплекс мероприятий по взрывозащите ствола в зоне нефтегазопроявлений, которые можно разделить на четыре группы [4].

В состав **первой группы** входят мероприятия, в результате выполнения которых нужный результат достигается недопущением образования ГВС взрывоопасных концентраций в рабочем пространстве ствола за счет исключения выделения (нормально-

го и экстремального) горючих газов или его снижения до безопасных значений.

Наиболее известным из входящих в эту группу способов является *дегазация газоносных пород*. Суть этого способа заключается в искусственном снижении содержания газов в газоносных породах путем бурения в них дегазационных скважин. Как правило, при использовании дегазации стараются избегать выброса извлекаемого газа в рабочее пространство выработки, для чего используют его изолированный отвод по специально оборудованному трубопроводу на поверхность с последующей утилизацией или выбросом в атмосферу.

Параметры дегазации, включая меры по ее интенсификации, призванные обеспечить необходимую эффективность, определяются с учетом газоносности, обводненности, фильтрационных и физико-механических свойств пород, наличия и расположения в массиве газовых коллекторов, а также технических возможностей по их обеспечению организации, ведущей горные работы.

При проходке стволов подземного рудника «Удачный» и примыкающих к ним горизонтальных выработок ниже глубины 540 м, в условиях, когда фильтрационные свойства пород вследствие их высокой обводненности и менее развитой, чем у угля, трещиноватости, обеспечить приемлемый уровень эффективности дегазации ненарушенных пород в пределах заходки без применения специальных мер по ее интенсификации создания разрежения в скважинах даже при бурении значительного их количества не представляется возможным. Справедливость такого вывода косвенно подтверждается тем, что бурение из забоя ствола разведочной скважины практически не повлияло на содержание углеводородных газов (УВГ) в рабочем пространстве выработки, что явно свидетельствует о незначительном их дебите.

Следует также отметить, что помимо существенного повышения объемов работ и снижения темпов проведения выработки за счет бурения значительного количества протяженных дегазационных скважин, наличие последних существенно осложняет ведение и снижает эффективность буровзрывных работ.

Резюмируя вышесказанное можно сделать следующие выводы:

– использовать дегазацию горных пород впереди забоя выработок вдали от тектонических нарушений и газовых коллекторов для предотвращения развязывания взрывов не представляется целесообразным;

– использование специально пробуренных из забоя выработки контрольно-дегазационных и дегазационных скважин в аномальных зонах, приуроченных к разрывным нарушениям или газонаполненным пустотам, является весьма целесообразным, так как способно обеспечить требуемый эффект.

Суть мероприятий **второй группы** заключается в разбавлении горючих газов до невзрывоопасной концентрации атмосферным воздухом. Нужный эффект достигается за счет того, что в зону действия источника газовыделения, находящегося в нашем случае в тупиковой выработке, со скоростью, обеспечивающей турбулентный режим проветривания, при помощи специальных устройств (вентиляторов, эжекторов, компрессоров и т.п.) подается воздух, в количестве, достаточном для разжижения УВГ. Является наиболее распространенным способом борьбы с газом в подземных выработках (используется во всех тупиковых выработках, в которых могут находиться люди или источники инициирования взрывов горючих газов). Может при-

меняться как самостоятельно, так и в сочетании с другими способами (например, дегазацией).

Надежно обеспечивает в случае правильного выбора и соблюдения принятых параметров необходимый эффект при нормальном газовыделении. При экстремальных же выделениях нередки случаи, когда его возможности по предупреждению образования взрывоопасных концентраций горючих газов оказываются недостаточными и для исключения возможности развязывания взрывов необходимо дополнительно использовать другие меры. Такие случаи, как правило, связаны с выделением газа из вскрытых горными работами газовых коллекторов, либо происходят при мгновенном разрушении большого объема газоносных пород, когда газовыделение в какие-то отрезки времени превышает возможности проветривания.

Из сказанного следует, что для предотвращения взрывов ГВС одной только вентиляции может оказаться недостаточно, в связи с чем необходимо предусматривать другие меры, входящие в оставшиеся две группы. В отличие от способов первых двух групп, объединенных понятием «первичная взрывозащита», они имеют общее название «вторичная взрывозащита».

В **третью группу** входят способы, суть которых заключается в недопущении проявления на участке выработке, где возможно образование взрывоопасной ГВС, источников инициирования взрыва, либо в исключении возможности их контакта (вообще или дольше определенного времени).

К мерам такого рода относятся:

– использование взрывозащищенного оборудования;

– меры по предупреждению разрядов атмосферного или статического электричества;

– меры, препятствующие образованию открытого огня или нагрева предметов (например, от трения) выше критических температур;

– меры безопасности при ведении взрывных работ.

Суть мер **четвертой группы** заключается в создании инертной среды в месте и во время возможного образования взрывоопасной ГВС.

В эту группу входят следующие способы:

– создание на взрывоопасном участке искусственного облака из порошкообразных ингибиторов горения, которые, благодаря высокой теплоемкости, способны предотвратить окислительные процессы или снизить скорость их протекания до неопасных значений;

– создание искусственного облака из мелкодисперсных капель воды или другой жидкости большой теплоемкости (тот же механизм, что и в первом случае);

– заблаговременную подачу в опасную зону газов, не поддерживающих горение (азота, углекислого газа, воздуха с низким содержанием кислорода и т.п.).

Реализация первого из перечисленных способов способно гарантированно обеспечить необходимый эффект в том случае, если удастся обеспечить требуемую плотность пылевого облака в пределах всего опасного участка в течение времени действия источника инициирования. В связи с тем, что такой источник может действовать длительное время, а также отсутствием гарантий равномерного распределения ингибирующего порошка в требуемом объеме, использовать данный способ в

вертикальных стволах без экспериментальной проверки его эффективности в условиях рудника «Удачный», несмотря на относительную дешевизну и технологичность, нецелесообразно.

Использование второго способа в варианте подтопления забоя вертикальной выработки предусмотрено в качестве основной меры по взрывозащите как нормативными документами федерального уровня, так и мероприятиями, разработанными ОАО «Ростовшахтострой». Достоинствами способа является его простота, а также одновременное наличие свойств способов 3-й группы (в момент взрывания шпуровых зарядов и первые мгновения после него, благодаря наличию в забое выработки слоя воды значительной высоты, создается препятствие для контакта ВВ и взрывоопасной ГВС). К числу его недостатков следует отнести невысокую надежность вследствие низкой управляемости процессами диспергирования жидкости и ее распространения в нужном объеме, а также не всегда достаточная продолжительность сохранения облаком требуемых параметров. Кроме того, использование значительных объемов жидкости при каждом цикле взрывания создает дополнительные проблемы: потеря времени на несовмещенные технологические операции, связанные с подачей и последующей откачкой ее из забоя, ухудшением условий труда вследствие высокой влажности воздуха на рабочих местах, трудности с исправлением возможных недостатков взрывной цепи и т.п.

В значительной степени лишен названных недостатков другой способ, совмещающий в себе свойства мер двух последних групп.

Сущность данного способа, разработанного в НЦ ВостНИИ в конце 70-х – начале 80-х годов прошлого столетия, заключается в том, что непосредственно перед взрыванием шпуровых зарядов призабойное пространство ствола заполняется воздушно-механической пеной на высоту не менее 8-10 м, в зависимости от ее кратности. При заполнении призабойного пространства ствола пенной средой имеющаяся там газовая смесь вытесняется ею, а нефтепроявления оказываются локализованными, благодаря наличию предохранительной среды. При взрывании шпуровых зарядов ВВ высокотемпературные продукты взрыва, проходя через пену, теряют свою воспламеняющую способность.

В случае появления выгорающего заряда ВВ оказавшегося после взрыва на поверхности отбитой горной массы он гасится оставшимся после взрыва слоем пены высотой 1,5-2,0 м.

Для создания предохранительной среды наибольший эффект достигается при применении низкократной воздушно-механической пены кратностью 70-100 (кратностью пены называется отношение, полученного объема пены к объему исходного раствора).

Задержка взрывания шпуровых зарядов после заполнения призабойного пространства пенной средой с учетом ее оседания должна быть не более 15 мин в сухих забоях и не более 30 мин в обводненных. При большей задержке необходима дополнительная подача пены до необходимой высоты.

Для получения низкократной пены следует применять пенообразователи типа ПО-1 (ГОСТ 6948 54) или ПО-1А (моющее средство «Прогресс» по ТУ 38-10719-71) с содержанием активного вещества 20 или 30% (марки 20 или 30).

Для создания инертной среды в забое вертикального ствола из низкократной воздушно-механической пены целесообразно использовать пеногенераторную установку УПГ-2В. Производительность установки составляет 30-35 $м^3$/мин. Допускается использование и других типов пеногенераторных установок. При этом кратность полученной пены должна находиться в указанных пределах, а производительность не менее 30 $м^3$/мин.

Оптимальная скорость движения воздуха в вентиляционном ставе в месте установки пеногенератора 10-15 м/с. Расход пенообразователя на один цикл определяется из расчета 0,6 л/$м^2$ сечения вертикального ствола. В зависимости от климатических и горнотехнических условий пена в забой ствола может подаваться с поверхности или с рабочего полка.

Для заполнения призабойного пространства ствола объемом 100 $м^3$ пеной низкой кратности необходимо около 1 $м^3$ воды, 10 л пенообразователя ПО-1 или 5-6 л пенообразователя ПО-1А марки 30.

В Кузбассе в 70-80 годы с использованием данного способа было пройдено 8 вертикальных стволов, пересекающих выскогазоносную углепородную толщу. В одном из них были отмечены нефтепроявления (проходка вентиляционного ствола на ш. «Юбилейная», г. Новокузнецк). Использование способа во всех случаях обеспечило отсутствие проблем, связанных со взрывами или вспышками горючих газов.

Отсутствия влияния пенной среды на состояние взрывной цепи подтверждено практическим опытом ее использования и результатами достаточно представительных экспериментов, в том числе испытаниями, проведенными на руднике «Удачный» [4].

Сказанное выше дает основание утверждать, что использование данного способа при условии соблюдения необходимых параметров позволит избежать развязывания взрывов даже без использования других мер (дегазации и т.п.)

Список литературы

1. Официальный сайт АК «Алроса» – http://www.alrosa.ru.

2. Годовой отчет АК «Алроса» за 2008 г. – Мирный, 2009. – 56 с.

3. АК «Алроса» (ЗАО). Подземный рудник «Удачный». Вскрытие и отработка запасов I очереди (в отм. –290/–580 м). Технологические решения. – СПб: ОАО «Институт Гипроникель», 2002. – 140 с.

4. Отчет о научно-технической работе «Комплекс работ по определению горючих и взрывчатых газов, выделяющихся при проходке вентиляционного вспомогательного ствола рудника «Удачный», установлению источников их выделения и разработке мер по предупреждению вспышек (воспламенений) и профилактике негативного влияния на здоровье работников». – Кемерово: ФГУП НЦ ВостНИИ, 2006. – 31 с.

УДК 622.272.8:658.012

© В.И. Салли, С.В. Салли

К ВОПРОСАМ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ И КОРПОРАТИВНОЙ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УГЛЯ

Розглянуто категорії повноти відпрацювання запасів та запропоновані кількісні характеристики доцільності корпоративної розробки окремих ділянок.

Рассмотрены категории полноты извлечения запасов и предложены количественные характеристики целесообразности корпоративной разработки отдельных участков.

The categories of plenitude of extraction of supplies are considered and quantitative descriptions of expedience of corporate development of separate areas are offered.

Проблема полнота извлечения запасов, с точки зрения экономики природопользования, возникла по существу сразу же, как стала производиться добыча угля, но до тех пор, пока добыча по своим абсолютным объёмам оставалась сравнительно небольшой, хотя и возрастала весьма быстро, эта проблема не приобретала особой остроты. Положение существенно изменилось ввиду особенно быстрого роста объёма добычи во второй половине минувшего столетия. За это время она увеличилась в Украине в сравнении с первой половиной столетия в 5,4 раза. Ввиду того, что практически всегда в первую очередь отрабатываются запасы угля, находящиеся в более благоприятных горно-геологических условиях, теперь все в большей степени приходится иметь дело с запасами, находящимися в худших условиях. Отработка таких запасов приводит к повышенным затратам (капитальным и текущим), создает дополнительные технические трудности, повышает опасность и снижает комфортность труда. С другой стороны, длительные сроки эксплуатации угольных шахт, исчисляемые десятилетиями, и довольно часто приближающиеся к столетию, приводят к такому усложнению предприятия, что возникает проблема целесообразности его дальнейшей работы. Степень полноты отработки запасов стала весьма противоречивой уже в настоящее время, она обострится в будущем, притом не очень отдалённом. Она требует глубокого теоретического осмысления, без чего невозможны важные практические решения, последствия которых иногда действуют на протяжении длительного времени, например экологические последствия подработки земной поверхности.

Отметим три принципиальных положения, которые возникают при поисках решения данной проблемы:

Возможно ли запасы полезных ископаемых отрабатывать полностью, то есть извлекать из недр все в прямом смысле этого слова имеющиеся запасы в пределах горного отвода предприятия?

Целесообразно ли полностью отрабатывать имеющиеся в недрах запасы полезного ископаемого, и, если не полностью и не всегда, то в каких случаях и в какой степени отработка запасов целесообразна?

Как установить границы целесообразной полноты извлечения запасов угольных пластов?

При рассмотрении первого вопроса обратим внимание на то, что речь идет о запасах в пределах горного отвода, то есть ограниченного участка недр, переданного в хозяйственное пользование предприятию, а не об отработке запасов «вообще». При такой постановке центр тяжести вопроса переносится на понятие «горный отвод» и те запасы, которые находятся в его границах. В свою очередь и горный отвод устанавливается не «вообще», а сообразуясь с представлениями о реальных возможностях отработки запасов в его пределах. Эти «представления» не являются строго детерминированными и однозначными и в значительной степени формируются под влиянием применяемых технологий добычи и уровня развития техники, а также других соображений (степень разведанности месторождения, горно-геологических условий, в том числе наличия и расположения крупных тектонических нарушений, состояния поверхности и др.).

Если считать, что горный отвод установлен и в первую очередь это относится к действующим шахтам, то ответ на первый вопрос в принципе будет положительным, а на второй – отрицательным, то есть теоретически в пределах горного отвода могут быть отработаны все запасы, но это далеко не всегда целесообразно, а точнее говоря – всегда нецелесообразно и тогда нужно попытаться ответить на третий вопрос – то есть установить границы целесообразной полноты извлечения запасов.

Проблема полноты извлечения запасов угольных шахт обусловлена тремя объективно существующими и неуправляемыми факторами: ограниченностью запасов, их невоспроизводимостью и разнокачественностью месторождений. Под «разнокачественностью» мы понимаем совокупность горно-геологических условий, в которых производится (или может производиться) добыча полезных ископаемых, а также всех качественно-количественных характеристик самого полезного ископаемого. То обстоятельство, что эти три фактора действуют одновременно и всегда совместно, порождает сложность и противоречивость проблемы. Действительно, ограниченность и невоспроизводимость запасов стимулируют тенденцию к наиболее полному их извлечению. В тоже время разнокачественность месторождений потенциально может содержать в себе условия, при которых добыча полезных ископаемых из данного месторождения или какой-то части его невозможна или нецелесообразна, по крайней мере, в настоящее время, а возможно и вообще. Отметим сразу относительность «нецелесообразности». Она зависит от многих факторов, и это подтверждается опытом. Известно, что когда шахта отрабатывает лучшие по своим условиям угольные пласты, например, большей мощности, она, как правило, не отрабатывает или неохотно отрабатывает пласты с худшими условиями (малой мощности), но после того, как запасы в лучших пластах отработаны, переходят к отработке худших пластов.

Важно также и соотношение между понятиями максимально возможной, рациональной и целесообразной полноты извлечения запасов. Очевидно, что все эти понятия станут однозначными лишь в смысле некоторого избранного критерия. Таким критерием может быть, например, максимум прибыли. Уровень отработки запасов, не обеспечивающий этот максимум, не будет признан целесообразным или рациональным. Допустим, что целесообразный уровень полноты отработки запасов превосходит максимально возможный. В таком случае последний не является максимально возможным и должен или может быть повышен. Если наоборот, целесообразный уровень отработки запасов ниже максимально возможного, то он не может быть признан максимально возможным. Поскольку справедливы прямые и противоположные суждения, понятия максимально возможной, целесообразной и рациональной полноты извлечения запасов можно считать равноценными.

Не имея возможностей для должного содержания национальной угольной промышленности, государство, начиная с 1996 г., предпринимает попытки передачи шахтного фонда в собственность предпринимателям. Ныне доля негосударственных шахт составляет около 17% от общего количества и более 40% от добычи угля, преимущественно коксующегося. Но рассчитывать на кардинальное изменение отношений собственности в угольной промышленности Украины таким путем не приходится.

В конце 1990-х годов в отрасли была апробирована так называемая корпоративная разработка шахтного поля [1]. Шахта остается в государственной собственности, но в пределах шахтного поля частная фирма, используя собственные средства механизации, добывает уголь, а государственное предприятие оказывает ей платные услуги (транспорт, подъем, водоотлив, вентиляция, энергоснабжение). Такая форма организации угледобычи в научном плане стала резонансным явлением.

Понятие «корпоративная отработка запасов» достаточно сложная, весьма относительная и в значительной степени неопределенная категория с точки зрения горно-геологических условий залегания оставшихся запасов. На шахте, где два пласта имеют мощность 1,5 м или больше, отработка пласта мощностью 0,8-0,9 м будет отнесена к сложным, на шахтах, где мощность пластов заключена между 0,7 и 1,0 м такие пласты уже не относятся к сложным. Приводить перечень других характеристик не имеет смысла, поскольку они весьма разнообразны и достаточно известны. Некоторые из характеристик пластов существуют изначально и не зависят от развития шахты во времени, например, изменение мощности пластов или изолированное расположение добычных участков. Действие других природных факторов зависит от возраста шахты и развития ее в пространстве. Таковы, например, температура боковых пород или газообильность, которые возрастают с увеличением глубины разработки, к этой же группе часто относится и устойчивость вмещающих пород, которая уменьшается с увеличением глубины разработки

Отрицательное влияние сложности горно-геологических условий может носить локальный характер в пределах выемочных блоков, а некоторые влияют на шахту в целом. Управление изначально существующими горно-геологическими условиями возможно лишь одним негативным путем: отказом от работы в тех или иных условиях. В частности, придется отказаться от корпоративной отработки на шахтах с весьма неблагоприятными условиями, например, при наличии в шахтном поле толь-

ко весьма тонких пластов, с высокой минерализацией шахтных вод или их токсичности, что и было в Западном Донбассе и в других регионах Донецкого бассейна.

Каждая в отдельности характеристика указывает лишь на относящийся к ней элемент сложности, но такие характеристики не обладают аддитивным свойством. Для обобщения понятия «сложности» ему надо дать некоторую общую характеристику с тем, чтобы, пользуясь ею, можно было ответить на вопрос: целесообразно ли разрабатывать данный сложный участок или его запасы следует отнести к потерям .

Очевидно, что такой обобщающей характеристикой может быть только стоимостная, так как она отделена от конкретных свойств. В таком случае условием целесообразности отработки запасов какого-либо свободного участка шахтного поля будет непревышение некоторого установленного предела выбранной стоимостной величины.

При выборе предельной стоимостной величины необходимо иметь в виду два различных положения: первое, когда усложняются условия эксплуатации для всей шахты, второе - усложняются условия эксплуатации в пределах выемочного блока или выемочного поля. Примером первого может служить переход шахты на отработку менее мощного пласта, когда запасы более мощных пластов уже отработаны. Примером второго может служить отработка запасов в изолированных участках, оставленных по разным причинам на вышележащих отработанных горизонтах, выклинивание пластов на определенном простирании и т.п.

Наиболее просто, логично в качестве предельной стоимостной величины принять себестоимость добычи угля. Допустим, что шахта имеет в данный момент некоторую себестоимость добычи угля в расчете на 1 т товарной угольной продукции или на 1 т рядового угля, добываемого на шахте. Эта себестоимость может быть принята в качестве предельной величины, так как при отработке свободного участка затраты на добычу будут ниже, чем средние по шахте, поскольку это экономическая философия инвестора с точки зрения целесообразности финансирования корпоративной отработки. Ввиду того, что условия эксплуатации шахт, в пределах данного региона, как правило, более-менее схожи, то можно принять в качестве предельной себестоимость по данному региону.

Однако и такой подход может оказаться не удовлетворительным по той причине, что на шахте, имеющей себестоимость даже ниже средней по региону, на участке корпоративной отработки она может теоретически оказаться выше средней, и тогда корпоративная отработка запасов окажется заведомо не целесообразной, хотя себестоимость добычи на этом участке будет ниже, чем на других шахтах региона.

Прежде, чем перейти к окончательному решению вопроса, необходимо остановиться еще на одной важной детали, касающейся взаимоотношения затрат на добычу угля по отдельному участку и шахте в целом. Допустим, что на шахте себестоимость добычи угля равна $S_ш$, пока не разрабатывается новый участок. Если шахта будет извлекать часть запасов из нового участка в объеме $D_ш\rho$, то на остальных участках она извлекает $(1-\rho)$ с прежней себестоимостью. Тогда средневзвешенная себестоимость по шахте в целом $S_{ср}$ равно

$$S_{ср} = \frac{S_ш D_ш + S_ш \gamma D_ш \rho}{D_ш + D_ш \rho} \quad (1)$$

Опуская промежуточные преобразования, найдем определяющий коэффициент γ

$$\gamma = \frac{S_{ср}(1+\rho) - S_ш}{S_ш \rho} \quad (2)$$

Таким образом, показатель γ характеризует степень изменения затрат на добычу в зависимости от долевого участия корпоративной отработки запасов в общей добыче шахты и в зависимости от соотношения себестоимости добычи по шахте в целом и себестоимости при корпоративной отработке.

Получив указанную закономерность, мы можем скорректировать устоявшиеся представление об экономической оценке оставшихся запасов.

При таком подходе экономическая оценка угольных запасов за период их отработки может быть определенна по изменению денежного эквивалента, соответствующего минимальным затратам за определенный период времени [2].

При практическом выполнении расчетов нет необходимости учитывать большое число влияющих факторов, так как их влияние далеко не равноценное, сложность расчета сильно вырастает, поэтому достаточно ограничиться несколькими наиболее важными факторами. Отказ от других факторов не приведет к сколько-нибудь существенным погрешностям, так как действия разных факторов разнонаправлено [3].

В частности, при построении предприватизационного рейтинга шахт мы можем применять параметры оценки по мере возможного изменения объема вовлекаемых в отработку корпоративных запасов с учетом, что этот объем уточняется с помощью параметров γ и ρ.

Таким образом, возрастание себестоимости добычи по шахте вследствие отработки запасов новых участков есть функция двух величин: отношения общей по шахте добычи к величине добычи из корпоративных запасов и отношение ожидаемого прироста себестоимости к величине последней до разработки запасов корпоративных участков. В большей части реальных соотношений себестоимость по шахте будет не очень чувствительна к удорожанию добычи из новых участков, то есть к отработке или неотработке запасов таких участков.

Включение в отработку запасов корпоративных участков может приводить к повышению себестоимости и для того, чтобы установить допустимый предел повышения, можно использовать несколько различных подходов. Первый из них – принять в качестве предельной величины компенсационные затраты [4].

Второй подход состоит в том, чтобы принять в качестве предельной величины максимальную себестоимость на шахтах Донецкого бассейна, добывающих уголь данной марки. Этот показатель легко определять и главное его преимущество состоит в сопоставимости потребительских свойств продукции. Третий подход – принять

в качестве предельной максимальную себестоимость на шахтах данного региона. Преимущества такого подхода простота, близость к предприятию, хотя шахты, входящие в компанию, не обязательно имеют сходные горно-геологические условия.

Далее возникает вопрос о том, какую себестоимость сравнивать с принятой предельной величиной: в целом по шахте, где разрабатываются корпоративные участки, или себестоимость добычи на корпоративном участке, конечно, с учетом общешахтных расходов. По нашему мнению, нужно принять последнее. В пользу такого решения говорит то, что себестоимость добычи на участке корпоративной отработки со сложными условиями часто бывает довольно высока, но влияние её на общешахтную себестоимость, как отмечено выше, может оказаться небольшим и это приведет к искаженной оценке – могут оказаться целесообразными для отработки участки с чрезвычайно сложными условиями. В таком случае экономическая оценка будет сильно оторвана от реальных возможностей. Кроме того, заметим следующее положение принципиального характера. Если принять в качестве предельной величины себестоимость (максимальную) на шахтах, добывающих угли данной марки , то это означает, что уголь с такой себестоимостью конкурентоспособен. На сложном участке себестоимость добычи должна быть не выше предельной, следовательно, и этот уголь можно считать конкурентоспособным.

$$C_{i_{сл.уч.}} \le max\{C_j\}$$

На основании сказанного можно сформулировать следующее положение. Отработка участка на корпоративной основе со сложными горно-геологическими условиями экономически целесообразна, если общешахтная себестоимость угля, добытого на данном участке, будет не выше, чем максимальная себестоимость на шахтах Украины , добывающих угли такой же марки, то есть выполнено условие

Для ответа на вопрос, целесообразно ли разрабатывать сложный участок с полученными результатами необходимо сравнить себестоимость добычи из сложного участка с максимальной себестоимостью на шахтах Украины, добывающих угли той же марки. Если она окажется выше, то запасы этого участка целесообразно отрабатывать, в противном случае, ответ должен быть отрицательным**.** При отсутствии данных по всем шахтам, добывающим уголь данной марки, можно использовать данные о максимальной себестоимости на шахтах региона. Встречаются такие случаи, когда максимальная себестоимость на шахте из группы, с которой производится сравнение, очень сильно (на 15-30%) превосходит себестоимость предшествующей шахты, причем шахта с максимальной добычей не велика по мощности. В таком случае целесообразно отступить от общего правила и принять для сравнения себестоимость предшествующей шахты.

Отработка на корпоративной основе запасов сложных участков может потребовать дополнительных капитальных вложений, например, для вскрытия засбросовой части месторождения. В состав затрат, рассчитанных по указанной схеме, войдет амортизация основных фондов, введенных за счет капитальных вложений, что необходимо, но недостаточно так как капитальные вложения имеют самостоятельное экономическое значение. Должна быть определена их эффективность или целесооб-

разность. В настоящее время таким критерием считается срок окупаемости дополнительной прибылью или экономией в текущих расходах. Но на сложном участке такой экономии нет. Однако, сложный участок является частью шахты, поэтому представляется целесообразным определять эффективность капитальных вложений по шахте путем сравнения двух вариантов (при осуществлении капитальных вложений и в случае отказа от них). Если окажется, что капитальные вложения целесообразны, то далее по указанной выше схеме рассчитываются затраты на добычу по сложному участку. Из факта доказанной эффективности капитальных вложений не вытекает автоматически целесообразность отработки сложного участка. Это происходит в данном случае по двум причинам: капитальные вложения и текущие расходы – разные экономические категории и первые оценены с позиций шахты в целом, а вторые – применительно к отдельному сложному участку. Таким образом, обозначается двухступенчатая схема**:** вначале определяется эффективность капитальных вложений, если они требуются. В случае положительного результата определяется целесообразность разработки сложного участка по приведенной выше схеме. Если эффективность капитальных вложений окажется отрицательной, то отработка запасов сложных участков автоматически отпадает.

Что касается цен на отечественный уголь, то необходимо отметить факт благоприятно складывающейся в ряде случаев (с точки зрения безубыточной работы шахт) ценовой обстановки на внутреннем и внешнем рынках. Именно поэтому, корпоративная разработка шахтного поля может стать эффективным средством развития отечественной угольной промышленности.

Список литературы

1. Амоша О.І., Кабанов А.І., Стариченко Л.Л. Перспективи розвитку та реформування вітчизняної вугільної промисловості на фоні світових тенденцій. Наукова доповідь. ІЕП НАН України. – Донецьк, 2005. – 32 с.

2. Пивняк Г.Г., Салли В.И., Байсаров А.В. Инвестиции в угольную промышленность: реальность и прогнозы // Уголь Украины. – 2003. – №5. – С. 4-8.

3. Поддержание мощности шахт и инвестиционные процессы в угольной промышленности Украины /Пивняк Г.Г., Амоша А.И., Ященко Ю.П. и др. – К.: Наукова думка, 2004. – 312 с.

4. Астахов А.С. Экономическая оценка запасов полезных ископаемых. – М.: Недра, 1981. – С. 287.

УДК 622.831.312

© И.А. Ковалевская, В.Г. Черватюк,
А.П. Дяченко

ТЕНДЕНЦИИ ИЗМЕНЕНИЯ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕЙ ПОРОДНОЙ ТОЛЩИ

Установлено закономірності зміни контуру пластової виробки зі збільшенням глибини її розташування й виявлена група механічних характеристик прилеглих породних шарів, що істотно впливають на втрати площі поперечного перерізу.

Установлены закономерности изменения контура пластовой выработки с увеличением глубины ее расположения и выявлена группа механических характеристик близлежащих породных слоев, оказывающих существенное влияние на потери площади поперечного сечения.

Laws of change of a contour working with increase in depth of its arrangement are established and the group of mechanical characteristics of the nearby rock layers, making essential impact on losses of the area of cross-section section is revealed.

Наряду с установленными закономерностями развития смещений на наиболее ответственных (с точки зрения безопасности функционирования и устойчивости выработки) участках контура рамной крепи выработки не менее важным фактором является определение тенденции уменьшения поперечного сечения в процессе сдвижения углевмещающего массива, что ухудшает эффективность проветривания соответствующего участка шахтного поля. Поэтому были проанализированы закономерности изменения контура пластовой выработки [1-2] и ее относительного сечения $\frac{S}{S_0}$ (рис. 1) в зависимости от геомеханических параметров системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки».

Для каждого из вариантов расчета строился новый контур выработки (соответствующий какому-либо фиксированному значению глубины ее расположения) и определялась площадь сечения S внутри изменившегося контура. Зная первоначальную площадь поперечного сечения выработки S_o, определялся безразмерный пара-

метр $\frac{S}{S_o}$ – относительное изменение площади поперечного сечения пластовой выработки, который нередко используется в современных исследованиях [3] для оценки устойчивости выработки и степени ее пригодности для дальнейшей эксплуатации, в том числе, по факторам транспорта и эффективности проветривания участка шахтного поля.

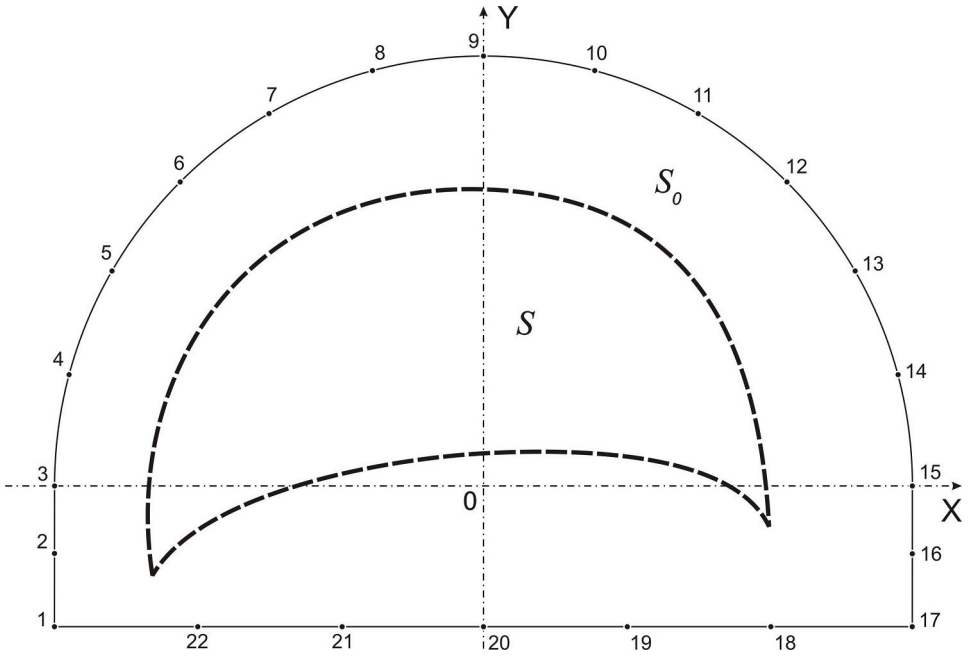


Рис. 1. Схема к выполнению анализа результатов замера смещений контура выработки

На рис. 2 приведены эпюры изменения контура выработки с ростом глубины разработки при расчетном сопротивлении сжатию пород первых слоев кровли и почвы $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 10$ МПа. На эпюрах четко прослеживается ряд особенностей, характерных для различных вариантов сочетаний геомеханических параметров:

– выполаживание свода (уменьшение стрелы подъема) рамы, что снижает ее несущую способность;

– изгиб стоек рамной крепи, который также способствует уменьшению ее несущей способности;

– с ростом глубины разработки становится более заметна асимметрия эпюры контура в кровле и почве выработки, направленная в сторону восстания пласта;

– изгиб стоек рамы происходит более интенсивно со стороны восстания пласта и по этой причине глубина внедрения стойки в почву выше – со стороны падения пласта.

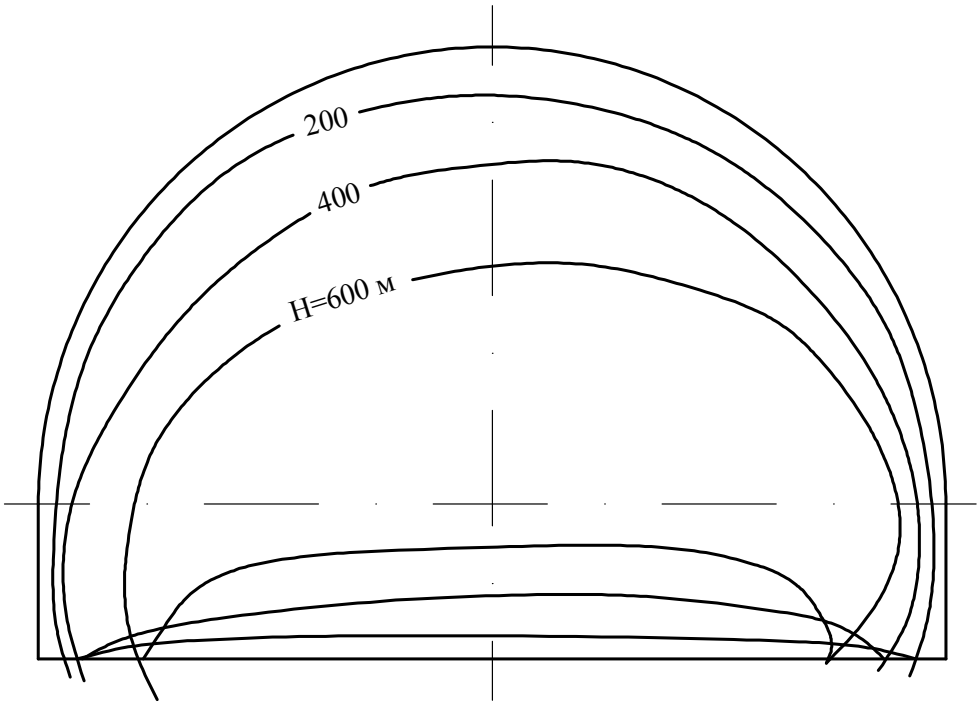


Рис. 2. Изменение контура выработки в зависимости от глубины H ее расположения

С увеличением глубины расположения выработки уменьшается площадь ее поперечного сечения; потеря сечения $\frac{S_0 - S}{S_0}$ составляет 13,7% при $H = 200$ м, 33,4% при $H = 400$ м и 61,4% при $H = 600$ м. Как видно из приведенных данных, уже на глубине 400 м сечение выработки уменьшилась на треть и для ее дальнейшей эксплуатации необходимо проводить ремонтно-восстановительные работы: подрывка почвы, выпуск породы в кровле и тому подобное.

Не менее существенно на увеличение потери сечения влияют прочностные характеристики близлежащих породных слоев углевмещающей толщи. На примере глубины $H = 500$ м (рис. 3) показано, что при расчетном сопротивлении сжатию $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 20$ МПа близлежащих породных слоев потеря сечения составляет всего

16,1% и выработка находится в удовлетворительном состоянии с точки зрения ее устойчивости и безопасной эксплуатации. При $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 10$ МПа потеря сечения составляет 32,1%, что требует проведения комплекса ремонтно-восстановительных работ. При $\sigma_{сж_i}^{К,П} = 5$ МПа потеря сечения возрастает до 81,8% и здесь, скорее всего, решается вопрос о полном перекреплении или проведении новой выработки. В этом плане следует отметить, что на глубине $H = 600$ м порода заполняет весь объем выработки.

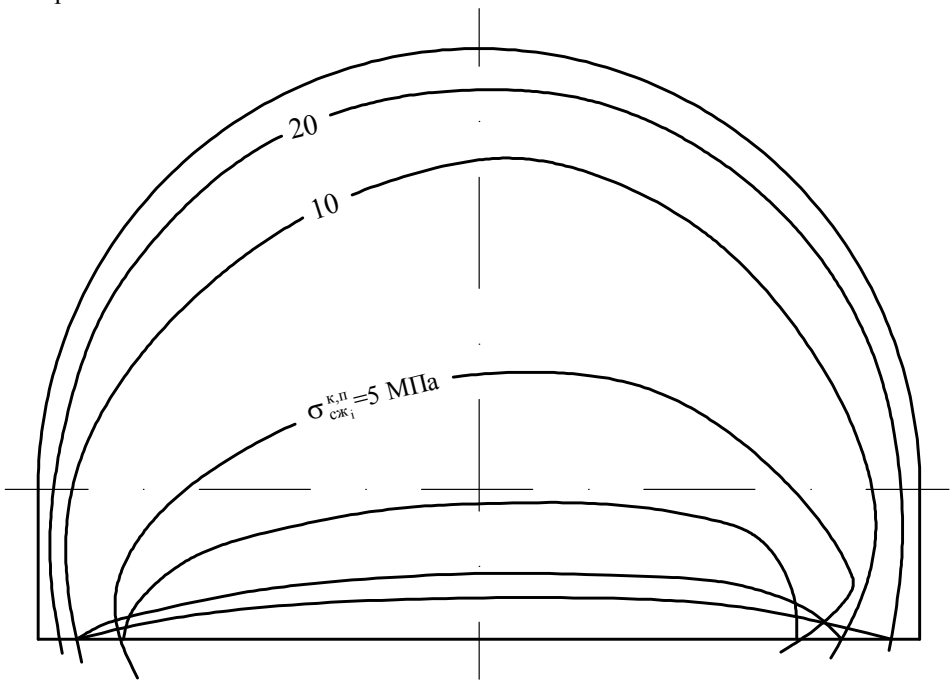


Рис. 3. Изменение контура выработки в зависимости от расчетного сопротивления сжатию $\sigma_{сж_i}^{К,П}$ близлежащих породных слоев

Приведенные данные указывают о чрезвычайной важности определения изменения площади поперечного сечения штрека для оценки его эксплуатационной пригодности. На величину уменьшения сечения штрека $\frac{S_0 - S}{S_0}$ оказывают влияние перемещения всех участков контура выработки, что ставит параметр $\frac{S_0 - S}{S_0}$ в за-

висимость от большого числа механических характеристик близлежащих породных слоев углевмещающей толщи. Поэтому была проведена оценка значимости этого влияния и установлено, что при прогнозе величины потери сечения следует учитывать такие механические характеристики породных слоев: E_1^K оказывает влияние до 59,4%, E_2^K – до 10,5%, $E_1^П$ – до 24,0%, $\sigma_{сж_1}^K$ – до 4,52 раз, $\sigma_{сж_2}^K$ – до 61,8%, $\sigma_{сж_1}^П$ – до 3,21 раз, $\frac{M_1^K}{E_1^K}$ – до 44,8%, $\frac{M_1^П}{E_1^П}$ – до 17,5%, $\frac{(\sigma_{сж_1}^K)^0}{\sigma_{сж_1}^K}$ – до 60,4%, $\frac{(\sigma_{сж_1}^П)^0}{\sigma_{сж_1}^П}$ – до 27,3%, где $E_i^{K,П}$ – модули деформации; $(\sigma_{сж_1}^{K,П})^0$ – остаточная прочность нарушенных пород; $M_1^{K,П}$ – модуль спада.

Таким образом, проанализированы закономерности развития перемещений на участках контура пластовой выработки, которые определяют степень ее эксплуатационной пригодности и выполнение (нарушение) требований правил безопасности. Выявленные закономерности формируют базу для разработки новой, более адекватной реальным условиям, методики прогноза проявлений горного давления в пластовой выработке, сооружаемой в слоистом массиве слабых пород.

Список литературы

1. Исследование влияния геомеханических параметров углевмещающего породного массива на смещения кровли подготовительной выработки /В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев // Матер. междунар. конф. «Форум гірників-2008». – Д.: РИК НГУ, 2008. – Том 1. – С. 54-59.

2. Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Мамайкин А.Р. Обоснование исходных положений вычислительных экспериментов по исследованию перемещений контура пластовой выработки / Матер. междунар. конф. «Форум гірників-2008». – Д.: РИК НГУ, 2008. – С.102-107.

3. Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Демченко А.И. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых горных выработок. – Днепропетровск: ЧП «Лира ЛТД», 2005. – 240 с.

© M. Denić, D. Đukanović,
M. Stjepanović

AKTUELNO STANJE I RAZVOJNE MOGUĆNOSTI PODZEMNE EKSPLOATACIJE UGLJA U REPUBLICI SRBIJI

Rudnici sa podzemnom eksplaoatcijom uglja u republici Srbiji posluju u sastavu Javnog preduzeća za podzemnu eksploataciju uglja Resavica, koje je 100% u vlasništvu Republike Srbije. Celokupna proizvodnja rudnika uglja sa podzemnom eksploatacijom obavlja se u 8 rudnika sa 11 jama.
Bilansne rezerve uglja u podzemnoj eksploataciji u Srbiji u aktivnim rudnicima iznose oko 280.000.000 t uglja, dok prema procenama ima još oko 235.000.000 t potencijalnih rezervi. Ako se uzmu u obzir i perspektivna ležišta koja su delimično istražena, a još uvek nisu otvorena, procena je da se podzemnom eksplaotacijom može otkopati još oko 1.000.000.000 t uglja.
Uvažavajući rezerve uglja i strategiju razvoja energetskog sektora, neophodno je planirati izgradnju novih termoenergetskih objekata, koji bi koristili ugalj iz podzemne eksploatacije.
U ovom radu dat je prikaz aktuelnog stanja i razvojne mogućnosti podzemne eksploatacje uglja u Srbiji u mehanizovanju izrade jamskih prostorija, otkopavanja i u primeni novih alternativnih tehnologija.

1 Uvod

Perspektiva razvoja Srbije, bazirana je na planovima i strategiji razvoja energetskog rudarstva, posebno eksploataciji uglja, koji sa preko 66%, učestvuje u proizvodnji električne energije.

Proizvodnja uglja obavlja se u rudnicima sa površinskom eksploatacijom, rudnicima sa podzemnom eksploatacijom, i rudniku sa podvodnom eksploatacijom. Preko 95% proizvodnje namenjeno je za potrebe sagorevanja u termoelektranama i transformaciju u električnu energiju. Potrebe Srbije za ugljem za široku potrošnju podmiruju se u količinama od oko 6 miliona tona godišnje. U Tabeli 1 prikazan je plasman uglja prema izvoru snabdevanja u Srbiji.

U rudnicima sa podzemnom eksplaoatcijom uglja u republici Srbiji eksploatacija uglja obavlja se stubnim metodama, koje imaju malu produktivnost. Oprema kojom Rudnici trenutno raspolažu je veoma amortizovana i nije pouzdana, što dodatno utiče na smanjenje učinka rada, koji je i onako nizak.

Dosadašnja praksa zadržavanja tehnološkog procesa podzemne eksploatacije uglja na niskom stepenu mehanizovanosti uz visoko učešće fizičkog rada, izosatnak investicija, politika cena (višeodišnja deplasirana cena uglja) i materijalna destimulacija podzemnog rudarskog rada doveli su rudnike uglja sa podzemnom eksploatacijom u nezavidan položaj.

Tabela 1

PLASMAN UGLJA PREMA IZVORU SNABDEVANJA

Plasman uglja prema izvoru snabdevanja	10^6 t	Učešće %
Rudnici sa površinskom eksploatacijom	36	93,8
Rudnici sa podzemnom eksploatacijom	0,65	1,69
Podvodna eksploatacija uglja	0,2	0,52
Uvoz uglja	1,53	3,98
Ukupno	38,38	100

Rezerve uglja u podzemnoj eksploataciji u Srbiji u aktivnim rudnicima iznose oko 515.000.000 t uglja. Ako se uzmu u obzir i perspektivna ležišta koja su delimično istražena, a još uvek nisu otvorena, procena je da se podzemnom eksplaotacijom može otkopati još oko 1.000.000.000 t uglja. Ovome treba dodati i oko 2,5 milijarde tona uljnih škriljaca aleksinačkog basena, od koih se može dobiti oko 200.000.000 t nafte.

Uvažavajući rezerve uglja i strategiju razvoja energetskog sektora, u ovom radu dat je prikaz aktuelnog stanja i razvojne mogućnosti podzemne eksploatacije uglja u Srbiji.

2 Geografski položaj rudnika sa podzemnom eksploatacijom uglja

Rudnici sa podzemnom eksploatacijom uglja u Srbiji, posluju u okviru Javnog preduzeća za podzemnu eksploataciju uglja (JP PEU) sa sedištem u Resavici, koje je 100% u vlasništvu republike Srbije. U okviru JP PEU proizvodnja se obavlja u 8 rudnika sa 11 jama i to u: Rudniku antracita Vrška Čuka, Avramica, Ibarskim rudnicma kamenog uglja-Baljevac, Rudnik mrkog uglja Rembas – Resavica, Rudniku mrkog uglja Bogovina – Bogovina, Rudniku mrkog uglja Soko-Soko banja, Rudniku mrkog uglja Jasenovac–Krepoljin, Rudnik lignita Lubnica-Lubnica, Rudnik lignita Štavalj-Štavalj, i Aleksinačkom rudniku (rudarski investicioni radovi).

Rudnik antracita Vrška Čuka nalazi se u Istočnoj Srbiji, na oko 10 km od Zaječara, uz granicu sa Bugarskom. Ibarski rudnici kamenog uglja se nalaze u dolini Ibra, južno od Kraljeva. U okviru Ibarskih rudnika rade jame Jaran Do i Progorelica i površinski kop Tadenje.

U Srbiji postoji četiri aktivna rudnika mrkog uglja, Rembas, Bogovina, Soko i Jasenovac.

Senjsko-resavski basen uglja nalazi se u zapadnim delovima Istočne Srbije i nalazi se na oko 23 km udaljen od Auto-puta Niš-Beograd u pravcu Ćuprije ili 18 km od Despotovca, odnosno 40 km od Svilajnca. U rudniku Rembas aktivne su 3 jame: Strmosten, Senjski Rudnik i Jelovac. Bogovinski ugljeni basen nalazi se u Istočnoj Srbiji, na oko 10 km od Boljevca, a na oko 25 km vazdušne linije od Bora. Rudnik mrkog uglja Soko se nalazi na oko12 km od grada Soko Banja, ili na oko 30 km od Aleksinca i Auto-puta Niš-Beograd i predstavlja deo Sokobanjskog ugljenog basena. Rudnik mrkog uglja Jasenovac pripada Krepoljinskom basenu i nalazi se na oko 62 km od Požarevca.

U Srbiji su aktivna dva rudnika mrkolignitskog uglja sa podzemnom eksploatacijom.

Ležište rudnika mrkolignitskog uglja Štavalj predstavlja deo Sjeničkog ugljenog basena. Nalazi se na oko 12 km od Sjenice, odnosno na oko 85 km od Novog Pazara.

Ugljonosno područje Lubnica pripada Lubničko-Zvezdanskom ugljenom basenu. Rudnik Lubnica se nalazi na oko 8 km od Zaječara. Na slici 1 prikazane su lokacije rudnika koji posluju u okviru JP PEU.



Slika 1. Lokacije rudnika koji posluju u okviru JP PEU

Razuđenost proizvodnih pogona, negativno utiče i značajno poskupljuje obavljanje osnovnih poslovnih funkcija upravljanja i rukovođenja, proizvodno-tehničkih funkcija, ekonomsko-finansijskih, kadrovskih, pravnih i drugih funkcija i poslova od bitnog značaja za efikasno funkcionisanje JP PEU.

3 Prirodno-geološki uslovi u rudnicima jp peu

Prirodno-geološki uslovi koji determinišu uslove eksploatacije u aktivnim ležištima uglja karakterišu se sledećim:

– tektonski uslovi u svim ležištima su složeni sa izraženim tektonskim deformacijama čije su posledice nepravilni oblici ograničenih eksploatacionih područja, sa relativno kratkim dužinama otkopnih polja i čestim promenama pravca pružanja i uglova pada slojeva;

– prema dubini zaleganja ugljenih slojeva, većina ležišta pripada grupi rudnika sa srednjom dubinom eksploatacije (do 400 m);

– hidrogeološki uslovi su promenljivi i radi se o malim prilivima vode u podzemne objekte, kod čega je izuzetak ležište rudnika «Štavalj» sa većim prilivom vode (preko 3 m^3/min);

– aktivna ležišta nisu izraženi nosioci metana. Nešto veća metanoobilnost je u rudnicima «Soko», «Vrška Čuka» i «Jarando»;

– u podini i krovini ugljenih slojeva dominiraju stene sa preovladavajućim učešćem glinovitih komponenti, sa niskim vrednostima mehaničkih svojstava, što izaziva bujanje

stena i deformaciju podgrade izrađenih rudarskih prostorija;

– kvalitet uglja se kreće u širokom dijapazonu vrednosti sa ekološki prihvatljivim sadržajem štetnih komponenti i toplotinim vrednostima adekvatnim za primenu u industriji i širokoj potrošnji. Ugljeni slojevi koji su predmet eksploatacije u aktivnim jamama, izuzev ležišta «Vrška Čuka», skloni su samozapaljenju, a ugljena prašina pokazuje opasna svojstva.

Prisutni prirodno-geološki uslovi i izostanak investiranja i mehanizovanja uticali su na izbor tehnoloških rešenja eksploatacije, tako da se danas u svim aktivnim jamama primenjuju klasične stubne metode otkopavanja, u različitim varijantama, kod kojih su radne faze polumehanizovane, a proizvodni efekti različiti, uglavnom usled različitosti uslova eksploatacije.

4 Sirovinska baza-rezerve uglja

U okviru ove tačke daće se sirovinski potencijal u aktivnim ležištima uglja koja su u fazi eksploatacije, potencijalnim ležištima u kojima nije vršena eksploatacija i sirovinska baza ležišta u kojima su ranije obustavljeni radovi eksploatacije. Prema stanju rezervi uglja na dan 31.12.2006 godine ukupne bilansne rezerve uglja u ležištima u eksploataciji iznosi 279.275.400 t, a ukupne vanbilansne rezerve uglja u ležištima u eksploataciji iznosi 16.803.680 t kako je dato u tabeli 2.

Tabela 2

Ugalj/Rudnik	Bilansne rezerve (*t*) $A+B+C_1$	Vanbilansne rezerve (*t*) $A+B+C_1$	Potencijalne rezerve (*t*) C_2
Kameni ugalj			
Vrška Čuka	2.361.230	350.000	6.000.000
Ibarski rudnici	2.632.540	1.223.980	1.000.000
Σ Kameni ugalj	4.993.770	1.573.980	7.000.000
Mrki ugalj			
REMBAS	12.207.330	540.060	15.000.000
Bogovina	2.058.260	1.897.190	1.000.000
Soko	58.127.960	2.763.270	150.000.000
Jasenovac	1.210.900	0	8.000.000
Štavalj	187.086.180	7.709.550	50.000.000
Σ Mrki ugalj	260.690.630	12.910.070	224.000.000
Mrko-lignitski			
Lubnica	13.591.190	2.319.630	4.000.000
Σ Mrko-lignitski	13.591.190	2.319.630	4.000.000
Σ JP PEU	279.275.400	16.803.680	235.000.000

Ukupne bilansne rezerve uglja u ležištima van eksploatacije, iznose oko 169.813.362 tona, vanbilansne 21.539.107 tona i 57.000.000 tona potencijalnih rezervi, kako je to dato u tabeli 3.

Tabela 3

Ugalj/Rudnik	Bilansne rezerve (*t*) $A+B+C_1$	Vanbilansne rezerve (*t*) $A+B+C_1$	Potencijalne rezerve (*t*) C_2	Geološke rezerve (*t*)
Kameni ugalj				
Rtanj	1.579.440	39.060	1.000.000	2.618.500
Bajovac	26.530.962	1.502.137	0	28.033.099
Σ Kameni ugalj	28.110.402	1.541.197	1.000.000	30.651.599
Mrki ugalj				
Aleksinac	12.320.190	15.195.430	10.000.000	37.515.620
Nova Manasija	3.351.000	934.000	20.000.000	24.285.000
Σ Mrki ugalj	15.671.190	16.129.430	30.000.000	61.800.620
Lignit				
Despotovac	27.956.970	684.480	-	28.641.450
Melnica	39.537.400	-	10.000.000	49.537.400
Poljana	58.537.400	3.184.000	16.000.000	77.721.400
Ćirikovac	-	-	-	200.000.000
Σ Lignit	126.031.770	3.868.480	26.000.000	355.900.250
Σ Potencijalne	169.813.362	21.539.107	57.000.000	448.352.469

Potencijalne rezerve u aktivnim ležištima procenjuju se na 235.000.000 t , dodajući ovome i rezerve uglja u ležištima na kojima nije vršena eksploatacija, kao i lešišta u kojima je privremeno obustavljena eksploatacija, procenjuje se da ukupan sirovinski potencijal uglja za podzemnu eksploataciju iznosi oko 1.000.000.000 t.

5 Primenjene tehnologije eksploatacije u rudnicima jppeu

Danas u rudnicima sa podzemnom eksploatcijom uglja u Srbiji za otkopavanje uglja koriste se komorno-stubne metode sa bušačko-minerskim radovima, tako da ukoliko se želi postići povećanje proizvodnje neophodno je u rudnicima u kojima rudarsko-geološke prilike dozvoljavaju, uvesti mehanizovano otkopavanje uglja. Komorno-stubne metode koje se trenutno primenjuju, karakterišu sledeći parametri: dužina otkopa od 25-35 m, napredovanje otkopa od 3 m/dan i učinak od 8,89 t/nadnici.

U nekim našim rudnicima uglja ranije je primenjivana široko-čelna metoda otkopavanja (RMU «Rembas»-Resavica, RMU «Bogovina»-Bogovina), tako da postoje određena iskustva, koja su veoma značajna za budući izbor.

U jami «Okno 10 – zapadno polje» RMU «Bogovina»-Bogovina, vršeno je otkopavanje uglja uz primenu MHP «Hemscheidt» tipa 3200-20/30, kombajna «KBH», čeonog transportera «Grot» i sabirnog transportera «GTS-572», uz primenu *«sub-level»* metode, u periodu od 1978-1990 godine. Za vreme eksploatacije ostvareni su sledeći rezultati rada: napredovanje od 2 m/dan i učinak od 11,63 t/nadnici.

U jami «Jelovac» RMU «Rembas»-Resavica, vršeno je otkopavanje uglja uz primenu MHP «Bennes-Marrel» MB 17-28S, u periodu od 1979-1982 godine. Za vreme eksploatacije ostvareni su sledeći rezultati rada: napredovanje od 1,2 m/dan i učinak od 9,96 t/nadnici.

U jami «Jelovac» RMU «Rembas»-Resavica, otkopavanje uglja sa MHP «Hemscheidt-ESO» tipa 3200-20/30 i kombajnom «Eickhoff EW 170 L», čeonim transporterom «Eickhoff EKF-3» i sabirnim transporterom «GTS-572», vršeno je u periodu od 1986-1988 godine. Za vreme eksploatacije ostvareni su sledeći rezultati rada: napredovanje od 0,99 m/dan i učinak od 16,02 t/nadnici.

Otkopavanje uglja u jami «Senjski Rudnik» RMU «Rembas»-Resavica, u periodu od 1987 do 1991 godine, vršeno je slepim širokim čelom (prvi put u tadašnjoj rudarskoj praksi na prostorima Republike Srbije) uz primenu MHP-e «Heimscheidt» 30/28 sa ukupno 17 sekcija, dužine 28 m, otkopnom mašinom «Eickhoff-Essa 150-L» sa jednim reznim organom, instalisane snage 150 KW i sabirnim transporterom GTS-572 snage motora 2×55 KW. Prosečno ostvareno napredovanje iznosilo je od 29 do 35 m/mes, sa učinkom od 15 t/nadnici.

Osim pomenutih sistema MHP, bilo je još pokušaja mehanizovanog otkopavanja uglja, u rudniku Soko (polumahanizovano široko čelo tipa «Salzgitter»), u Aleksinačkim rudnicima MHP tipa «Vestvalia», i još nekoliko pokušaja, ali su svi bili u suštini neuspešni.

U novije vreme analizirane su moguće varijante mehanizovanog otkopavanja uglja u rudniku «Soko», primenom Continuous Miner-a kao otkopne mašine u stubno komornim otkopima [4].

U ovom radu samo je naznačena varijanta mehanizovanog otkopavanja za uslove ležišta rudnika Soko, **primenom Continuous Miner-a kao otkopne mašine u stubno komornim otkopima**.

Continuous Miner je višenamenska rudarska mašina namenjena za obavljanje poslova na otkopavanju, utovaru i transportu uglja na kratkom rastojanju (pretovar). Ova mašina se već dugi niz godina koristi širom sveta (najviše u SAD, Australiji, Velikoj Britaniji i Južnoafričkoj Republici), kao otkopna mašina i mašina za izradu podzemnih prostorija.

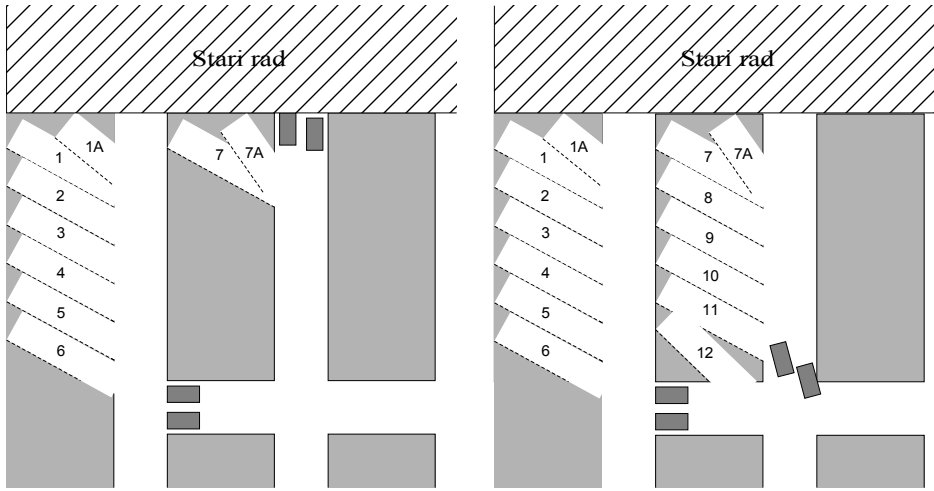
Kada se govori o primeni Continuous Miner-a kao otkopne mašine, pravilnim izborom i projektovanjem neke od stubno-komornih metoda, Continuous Miner se sa uspehom može primeniti uz postizanje zadovoljavajućih učinaka. Na ovaj način se primena širokočelnih metoda i za njih vezane značajne investicije – odlažu.

Otvaranje dela ležišta za otkopavanje Continuous miner-om, odnosno stubnokomornom metodom, vrši se izradom više ulaza i poprečnih hodnika, pri čemu se formiraju zaštitni stubovi koji se pri povlačenju mogu otkopavati potpuno ili delimično ili se ne otkopavaju.

Širina stubova je 9 m, širina hodnika je 4,5m, a visina etaže je 4m koliki je i mogući zahvat Continuous Miner-a. Ukupna širina otkopnog fronta (horizontalna širina ugljenog sloja) je 36 m i sastoji se iz tri stuba i dva etažna hodnika. Otkopavanje bi se odvijalo u segmentima dužine od po 20 m, i uvek uz primenu pokretnih sekcija hidraulične podgrade. U principu, visina etaže je 5,0 m jer se između etaža ostavlja ugljena ploča debljine od 1m zbog stabilnosti, kako bi se na nižoj etaži normalno odvijali radovi na razradi i pripremi za otkopavanje.

Primena pokretnih sekcija mehanizovane podgrade pruža mogućnosti za bržu eksploataciju stubova, čime se povećavaju učinci i važnije od toga, Continuous miner i

radnici se brže povlače iz ugrožene zone. Na sl. 2. prikazana je metoda otkopavanja stubova primenom pokretne mehanizovane podgrade.



Slika 2. Otkopavanje stuba spoljnim rezom, primenom pokrne mehanizovane podgrade

Metoda prikazana na sl. 2. se u literaturi može naći pod imenom «*spoljni re»*, gde Continuous miner iz zone sa stabilnom krovinom (ulaza) započinje otkopavanje stuba uzastopnim i paralelnim rezovima, pri čemu je jedino prvi rez drugačiji a svrha mu je da se stvori prostor za pozicioniranje pokretnih sekcija kao i prostor za ulazak Miner-a u sledeći rez pod povoljnijim uslovima i veće iskorišćenje ležišta.

Druga metoda otkopavanja stubova uz korišćenje pokretne podgrade poznata je pod imenom «božićna jelka» (Christmas tree method).

6 Perspektive podzemne eksploatacije uglja

Podzemnom eksploatacijom uglja, eksploatišu se visokokalorični ugljevi, koji se koriste pretežno u energetske svrhe i jednim neznatnim delom kao tehnološka sirovina:

– poluantracit, koristi se kao tehnološka sirovina za proizvodnju aktivnog uglja, zatim kao punilo i sirovina za proizvodnju koksa i polukoksa. Upotreba mu je još u livačkoj industriji, u proizvodnji cementa i ciglarskoj industriji i industrijskim kotlarnicama;

– kameni ugalj, koristi se pretežno u industrijskim kotlarnicama, u termoelektranama i livačkoj i ciglarskoj industriji;

– mrki ugalj i mrko-lignitski, koristi se u širokoj potrošnji (domaćinstva i blok-kotlarnice), u industrijskim kotlarnicama, toplanama, termoelektranama, industriji cementa i ciglarskoj industriji.

Imajući u vidu trenutno stanje i organizovanost JPPEU, neophodno je imati novi pristup.

U oblasti tehnike i tehnologije eksploatacije predvideti niz mera sa čijim sprovođenjem treba da se povećaju proizvodnost i produktivnost, unapredi zaštita na radu i humanizuje teški rudarski rad. U osnovi neminovno je osavremenjavanje i modernizacija tehnioloških procesa uvođenjem nove opreme i postupaka u pojedinim fazama eksploatacije, a što je uslov opstanka podzemne eksploatacije uglja.

U rudnicima treba dosledno sprovesti mere usmerene ka optimizaciji osnovnih elemenata tehničko-tehnološkog sistema i to:

– intenziviranje proizvodnih radova po revirima, jamama i rudnicima;

– osavremenjavanje tehnoloških postupaka izrade rudarskih prostorija otvaranja, razrade i pripreme;

– intenziviranje geoloških istražnih radova, sa površine i iz jame pri čemu najveći obim radova treba da se realizuje iz sopstvene operative;

– mehanizovati faze rada i prilagoditi konkretnim prirodno-geološkim uslovima ležišta;

– racionalizacija sistema transporta iskopine, prevoza ljudi, dopreme repromaterijala i opreme;

– osavremenjavanje postupaka prerade i valorizacija sitnih asortimana uglja;

– unapređenje sistema održavanja, opsluživanja, pripreme repromaterijala, sistema tehničke zaštite, ventilacije i odvodnjavanja, kao i drugih mera humanizacije rada ;

– usavršavanje organizacije rada i unapređenju sistema rukovođenja, redukciji radne snage na optimalno potreban broj, bez glomaznih administrativnih službi i niza sporednih delatnosti;

– edukacija kvalifikacione strukture zaposlenih i unapređenje stručnog znanja rukovodnog osoblja.

Perspektiva rudnika sa podzemnom eksploatacijom, koji imaju značajnije rezerve, ogleda se u izgradnji termoenergetskih objekata u njihovom okruženju: termoelektrana u okolini rudnika Štavalj i termoelektrana-toplana u okolini rudnika Lubnica. U blizini rudnika Rembas već postoji termoelektana Morava, građena za sagorijevanje uglja iz podzemne eksploatacije.

Pored aktivnih rudnika, postoje i potencijalna ležišta koja raspolažu značajnim rezervama uglja. Investiranje u otvaranje novih ležišta, doprinelo bi poboljšanju snabdevanja električnom i toplotnom energijom u mnogim gradovima Srbije. Od perspektivnih ležištasigurno se mogu izdvoiti ležišta Melnica, Poljana, kao i ležište Aleksinca, koje raspolaže i sa velikim rezervama uljnih škriljaca. Takođe treba napomenuti da se uskoro završavaju radovi na površinskom kopu Ćirikovac, u kome ostaju velike rezerve uglja, pa se može očekivati da će se dalja eksploatacija uglja u ovom ležištu nastaviti podzemnom eksploatacijom.

U Srbiji se nalazi i oko 10 milijardi tona rezervi uljnih škriljaca, gde se procenjuje da samo u Aleksinačkom ležištu ima oko 2,5 milijardi tona. Preradom uljnih škriljaca aleksinačkog ležišta, dobilo bi se oko 200.000.000 t nafte.

7 Zaključak

Sadašnje stanje u podzemnoj eksploataciji uglja uslovljeno je nizom subjektivnih i objektivnih okolnosti. Politika cena uglja na nivou očuvanja socijalnog mira, direktno je uticala na ekonimiku poslovanja rudnika (rudnici su neophodan repromaterijal nabavljali po tržišnim cenama, a ugalj su prodavali ispod cene). Neosporno je da Država mora promeniti politiku cena i prići podzemnoj eksploataciji uglja, kao strateškoj privrednoj grani i omogućiti reorganizaciju postojećih rudnika i postepeno otvaranje novih.

Uvažavajući bilansne rezerve uglja, trenutno stanje energetskog sektora u Srbiji, perspektiva rudnika sa podzemnom eksploatacijom uglja ogleda se u izgradnji novih termoenergetskih kapaciteta. Izgradnja novih termoenergetskih kapaciteta, nameće osavremenjavanje i racionalizaciju proizvodnje u rudnicima uglja, kao i otvaranje novih rudnika sa podzemnom eksploatacijom uglja.

Literatura

1. Ristović I.: Restrukturiranje i privatizacija rudnika uglja sa podzemnom eksploatacijom u Srbiji. – Zbornik radova I Međunarodni simpozijum Energetsko rudarstvo 07, str. 15-21, Vrnjačka banja 2007.

2. Strategija energetskog razvoja republike Srbije do 2015 godine.

3. Nacionalna strategija privrednog razvoja do 2012 godine.

4. Denić M., Doktorska disertacija: Analiza uslova za primenu visokoproduktivne otkopne mehanizacije za podzemnu eksploataciju strmih slojeva uglja velike debljine; RGF Beograd, 2007.

5. Milisavljević V., Denić M., Savremene konstrukcije mašina za izradu podzemnih prostorija; Zbornik radova sa IV naučno-stručnog skupa: Podzemna eksploatacija mineralnih sirovina u novim uslovima privređivanja, Beograd, 2001.

6. Žugić M., Denić M., Mogućnost primene savremenih tehnologija otkopavanja neregularnih slojeva uglja; Zbornik radova sa međunarodnog simpozijuma: Korišćenje uglja u energetici, Ohrid, 1997.

7. Đukić B., Đukanović D., Sanković Ć., Ostvareni rezultati kod primene mehanizovanog otkopavanja u jamama RMU «Rembas»-Resavica, Zbornik radova VII Međunarodni simpozijum «Mehanizacija i automatizacija u rudarstvu i energetika», Beograd, 2006.

8. Projektna dokumentacija JPPEU-Biro za projektovanje i razvoj Beograd.

УДК. 622.01:622.5

© В.І. Бондаренко, В.І. Бузило,
М.М. Табаченко, В.Ю. Медяник

МЕТОДОЛОГІЯ ВИЯВЛЕННЯ ЗАКОНІВ І ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ГІРНИЧОЇ НАУКИ

Наведена методологія і сформульовані деякі закони і закономірності гірничої науки. Розкрита сутність та умови цих законів, закономірностей, понять і принципів.

Приведена методология и сформулированы некоторые законы и закономерности горной науки. Раскрыта сущность и условия этих законов, закономерностей, понятий и принципов.

The researches of scientific methodology and some laws and conformities to law of mining science are formulated. Essence and conditions of these laws, conformities to law, concepts and principles describe publication.

В даний час є загально визначеним, що характер і інтенсивність проявів гірського тиску і зв'язок з ними стійкості підготовчих виробок залежить від великої кількості гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників. Під дією гірничих робіт порушується природна рівновага стану гірського масиву навколо підготовчих виробок, змінюється напружений стан навколишнього масиву. Виникають додаткові внутрішні сили, які при відповідних умовах викликають деформації порід покрівлі, підошви і боків і зміщенню їх у виробку.

Знання основних закономірностей явищ, що відбуваються в гірському масиві навколо виробок, дозволяє керувати гірським тиском, знаходити методи підвищення стійкості виробок за мінімальних витрат на ліквідацію цих наслідків. Переборення негативних явищ можливе за створення і розробку нових прогресивних методів, які забезпечують зміну стану гірського масиву з урахуванням перетворень, що тут відбуваються, при використанні сил гірського тиску в якості союзника (а не ворога) у гірсько-технічних процесах.

Зрозуміло, що нові технологічні рішення, в тому числі принципово відмінні від відомих, виникали у всі часи, хоча їх творці у більшості випадків не задавалися навіть питанням, яким чином їх створили. Відомо і інше: якщо озброїти працюючих над перетворенням технічних рішень науковою методологією технічної творчості, то можна розраховувати на одержання більш ефективних результатів на праці.

Перелік атрибутів розвитку гірничої науки є досить широким. Це чітко обме-

жений власний предмет досліджень, специфічні поняття і їх визначення, що відносяться до даної науки, факти, принципи, поняття і специфічний метод чи група методів дослідження, закономірності і закони, що відображаються в гірничий науці.

Закони науки відображають загальний стійкий стан у явищах природи і суспільства. Закони можуть мати якісний і кількісний характер. Кількісно сформульовані закони мають причинно-наслідкові зв'язки. При застосуванні законів цих зв'язків відвідним умовам завжди відповідає суворо обумовлений результат. Як такі, наприклад, закони впливу гірського тиску на стійкість гірничих виробок.

Закономірність у відповідності з кореневою основою цього слова визначається як міра прояву закону, його вираження у відповідних умовах. Кількісно сформульовані закони можуть співпадати із закономірностями, якщо останні охоплюють всю сукупність врахованих законом умов. Таким чином, закономірність можна розглянути, як початкову фазу відображення закону в гірничій науці.

Життя висунуло цілий ряд нових, що раніше не виникали проблем і завдань, ще більше загострило проблеми,які відомі, але до кінця не розв'язані. До числа останніх відноситься проблема суті і умов виявлення законів і закономірностей гірничої науки.

Проблема полягає не тільки в пошуках відповідей на запитання: як і за допомогою яких показників оцінювати результати і ефективність роботи гірничовидобувних підприємств, але і передусім у виборі позиції оцінки.

Який же шлях виявлення законів і закономірностей? Виходячи із досвіду інших наук, що розв'язали подібні проблеми, із урахуванням загальних методологічних результатів наукового пошуку, уявляється істиною, що неодмінною умовою тут повинно стати, удосконалення наукових основ технології видобування, нейтралізації гірського тиску та ін. за наступними напрямами:

1. Оцінка законовідповідності предметів дослідження і виключення їх із кількості так званих «довільних» предметів, тобто таких, поняття яких не дозволяють одержати чіткий алгоритм виділення відповідних об'єктів.

2. Подальший розвиток тямкісно-термінологічної мови про технологію видобування і гірський тиск, тобто впровадження нових понять і репрезентуючи їх термінів (в тому числі компенсуючи, виключення довільних предметів), що відображають сукупність (в частковості, забезпечення доступності до родовища) розмінювання розвитку гірничих робіт з розкриття, підготовки та розробки дільниці, що підлягає видобутку вугілля. На практиці фактично немає понять і термінів для опису просторових і часових взаємозв'язків динаміки очисних вибоїв.

3. Виділення суттєвих, необхідних, а на разі інваріантних зв'язків зумовлених суттєвими характеристиками об'єкту, у відношенні якого шукають закономірності. І ці суттєві характеристики повинні входити одним із елементів у відтворений закономірністю зв'язок, відношення явищ. Отже, щоб сформулювати закон, закономірність, необхідно абстрагуватись від усіх не суттєвих, зовнішніх зв'язків і відносин від предметної області, що вивчається. І ця закономірність буде тим глибша і ширша, чим вище ступінь абстракції понять, у відношенні яких сформульована закономірність.

4. Чітке усвідомлення того, якого типу закони (закономірності) можуть діяти у предметній області, що розглядається і які із цих типів найбільш відповідають да-

ним, якими володіє дослідник. В залежності від того, яким вибрана основа поділу, закони і закономірності науки поділяють на:

а) найбільш загальні, загальні і часткові;

б) емпіричні і теоретичні;

в) динамічні і статичні;

г) розвитку і функціонування;

д) структури.

Насамперед, чи можливо доказувати, що в межах проблеми розробки родовищ корисних копалин мова може йти лише про часткові закони і закономірності.

Слід відмітити, що в межах цієї проблеми можна розраховувати на відкриття законів динаміки, розвитку, функціонування, тощо. Це пов'язано з тим, що динамічні закони і закони розвитку обов'язково враховують параметри часу і простору. Що ж до законів функціонування, то вони звичайно властиві об'єктам, що характеризуються прямими і зворотними зв'язками, коли зміна одного об'єкту чи характеристики неминуче веде до зміни інших.

Однією із основних і типових особливостей процесу розробки родовищ корисних копалин є постійне переміщення у просторі і часі робочих місць по видобуванню із надр землі гірських порід – робочих вибоїв. Вибої знаходяться у стані руху, розвитку, тобто є динамічними.

Ця особливість гірничої науки дозволяє сформулювати *наступний закон – **закон динамічності робочих вибоїв.*** Він формулюється таким чином: *в процесі гірничих робіт робочі вибої, в яких відбувається виймання гірських порід, переміщуються у просторі з швидкістю, прямо пропорційною продуктивності видобувного обладнання і зворотно пропорційною площі вибою:*

$$V = \frac{P}{F}, \qquad (1)$$

де V – швидкість переміщення робочого вибою, м/міс;

P – експлуатаційна продуктивність видобувного обладнання, м^3/міс;

F – площа робочого вибою, м^2.

Із закону (1) при проектуванні технологічних процесів випливають важливі наслідки:

1. Машини і механізми повинні бути пристосовані, або до самостійного переміщення, або до пересування з допомогою допоміжних засобів.

2. Для інтенсифікації гірничих робіт бажано збільшувати продуктивність обладнання і зменшувати площу вибою. При підземному і геотехнічному способах розробки виникає складна проблема створення обладнання малих розмірів і великої продуктивності. Так що в цьому випадку протиріччя залишається.

3. При пересуванні робочий вибій потрапляє в різні умови, що обумовлюються мінливістю у просторі фізико-механічних умов гірських порід. Таку обставину необхідно враховувати під час вибору типів машин і оцінці їх продуктивності.

Під час розробки шахтного поля використовують послідовно і в тісному взаємозв'язку гірничі роботи для розкриття, підготовки і видобування корисних копалин.

Гірничі роботи з розкриття родовищ включають проведення шахтних стволів, штолень та допоміжних капітальних виробок – квершлагів, гезенків, тощо. Після цього проводять підготовчі роботи – проведення магістральних виробок, бремсбергів, похилів, ортів, штреків, тощо. Після цих робіт починається видобування корисних копалин із надр Землі.

Ці роботи підпорядковані закону гірничої науки – ***<u>закону співрозмірності проведення гірничих робіт</u>*****:** *гірничі роботи з розкриття родовищ повинні проводитись у часі і просторі з більшою, або однаковою швидкістю по відношенню до підготовчих робіт, а останні – до видобувних робіт:*

$$\frac{dH}{dt} \geq \frac{d\Pi}{dt} \geq \frac{dZ}{dt}, \text{ або } V_p \geq V_n \geq V_в, \tag{2}$$

або

$$t_p \geq t_n \geq t_в, \tag{3}$$

де H – глибина залягання родовища, м;

Π – довжина підготовчих робіт, м;

Z – промислові запаси, м;

$V_p, V_n, V_в$ – швидкість проведення гірничих робіт відповідно з розкриття, підготовки і видобування корисних копалин;

$t_p, t_n, t_в$ – тривалість робіт відповідно по розкриттю підготовці і видобуванню корисних копалин із однієї і тієї ж дільниці шахтного поля.

Слід мати на увазі, що окрім виконання умов (2) і (3) необхідно створити і після цього підтримувати резерв розкритих, підготовлених і готових до виймання запасів.

Із цих (2) і (3) випливає частковий ***<u>закон узгодження темпів проведення гірничих робіт</u>*****,** що забезпечують безперебійну роботу гірничовидобувних підприємств

$$t_в = t_n + t_н, \tag{4}$$

або

$$t_в = k \cdot t_n, \tag{5}$$

де $t_в$ – час відпрацювання запасів на видобувній дільниці;

t_n – час підготовки запасів на новій видобувній дільниці;

$t_н$ – резерв часу, який завжди регламентується міністерствами або ж обґрунтований науковими дослідженнями;

k – коефіцієнт резерву, що застосовується на стадії підготовчих робіт.

Гірничі роботи, як і більшість явищ у природі, розвивається циклічно. Ми живемо у світі, який насичений циклічними, коливальними процесами. Це і річний рух Землі довкола Сонця, добові обертання Землі, приливні явища, сейсмічні коливання,

життєві цикли рослин, людей і тварин, технологічні цикли машин, періодичність розкриття та підготовки виймальних стовпів, лав, проходження гірничих виробок, тощо.

Розглянемо деякі циклічні процеси, які мають відношення до розвитку робочої зони видобувних робіт.

Закон циклічності можна сформулювати наступним чином: *відновлення фронту видобувних робіт супроводжується періодичним розкриттям і підготовкою дільниць для видобування корисних копалин:*

$$t_{П} = \frac{Z_{пром}}{V_{р}}, \qquad (6)$$

де $t_{П}$ – періодичність включення в роботу нової видобувної дільниці, роки;

$Z_{пром}$ – промислові запаси видобувної дільниці, т;

$V_{р}$ – річна швидкість посування лінії очисних робіт, м/рік.

Процес розвитку гірничого виробництва і гірничої науки представляють собою ланку проявів різних законів та закономірностей. Зміст цього процесу включає в себе переборювання старого, що віджило і ствердження нового, накопичення позитивного досвіду і критичного його проробку стосовно умовам розробки родовищ, що змінилися. На основі закону заперечення гірнича наука розглядає кожний процес, операцію в технології видобування корисних копалин, як елемент в загальному ланцюгу поступального розвитку гірничої справи і згідно з цим визначає шляхи його перебудови. Тому, розвиток гірничого виробництва і гірничої науки представляє собою ланцюг проявів ***закону життєдіяльності технічних систем*****.** Цей закон виражається наступним чином: *життя любої технічної системи виникає, проходить період становлення, розквіту, занепаду і, після цього змінюється новою системою.*

Життєдіяльність динамічних систем може бути представлена двома S – подібними кривими, що показують, як змінюється в часі (t) основні показники технічної системи, тобто видобуток, продуктивність праці та ін.(рис. 1).

Технічна система (наприклад, традиційна розробка *Т* на початку свого розвитку), яка виникла не зразу, показує свої техніко-економічні показники. Швидкий розвиток системи розпочинається з точки 1, зберігаючи при цьому, незмінним загальний принцип дії по видобуванню корисних копалин. В деякий період часу, визначений точкою 2, швидкий ріст системи гальмується в наслідок виникнення і загострення протиріч між даною системою і навколишнім середовищем (погіршуються гірничо-геологічні умови, деградація навколишнього середовища, збитковість виробництва та ін.). Після точки 2 система продовжує розвиватися, але загальмованими темпами, наближаючись до точки 3, за якою вичерпуються покладені в основу системи принципи дії.

В подальшому технічна система залишається без змін, або різко знижує показники (пунктирна лінія, точка 4). В окремих випадках, при сприятливих умовах (неодноразові значні «вливання» інвестицій, повна самостійність, приватизація, тощо),

можливо деяке пожвавлення, зростання після точки 4, далі – спад-зріст і т.п. Однак спад виробництва неминучий в силу об'єктивних протиріч.

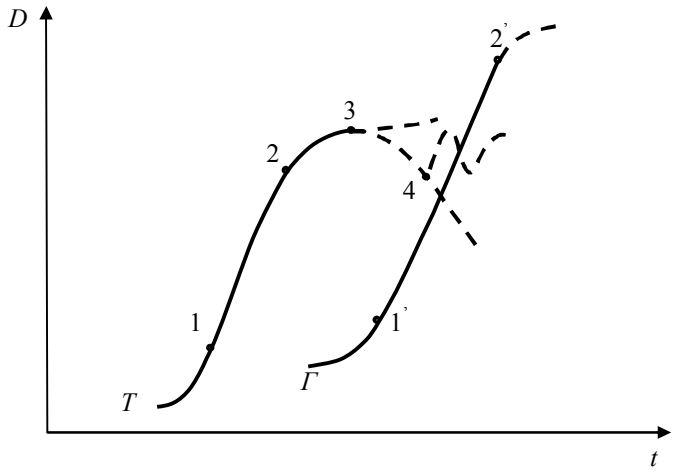


Рис. 1. Динаміка технічних систем

В певний період часу t з'являється нова технічна система *Г* наприклад, геотехнологічна розробка родовищ корисних копалин, яка призначена змінити систему *Т*. Теоретично абсциса точки повинна бути близькою до абсцис точок 2 чи 3 системи *Т*. Однак на практиці це буває рідко, оскільки стара система відтягує на себе сили і засоби. При цьому діє потужна система фінансових інтересів, вузько професійний егоїзм, технічний консерватизм та монополізм в науці і виробництві. Блокування старої системи переборюється лише тоді, коли вона фізично застаріє і вступить в різкий конфлікт з навколишнім середовищем: у цьому випадку система *Г* приходить на зміну системі *Т*.

Слід визначити, що в інших галузях промисловості (наприклад, в авіації) технічні системи скоріше змінюють одна другу. Тут при досягненні системи *Т* точки 2 відбувається перехід до системи *Г*, що раніше вже підготовлена до стану 1. Наприклад, реактивні літаки (система *Г*) майже без витрат часу змінили літаки з поршневими двигунами (система *Т*); успішно використовується система шасі, що прибираються на літаках, мінлива геометрія крила, відкидний «ніс» і т. п.

У вугільній промисловості також змінилися декілька технічних систем видобування вугілля. Розглянемо докладніше лише один параметр – навантаження на очисний вибій. Для підвищення видобутку на шахтах України використовувались широкозахватні комбайни з індивідуальним кріпленням, навантаження складало 100-200 т/добу. Пізніше вузькозахватні комбайни з індивідуальним кріпленням посприяли збільшенню добового навантаження до 500-1000 тон. Використання ж механізованих комплексів призвело до різкого підвищення навантаження до 1500-

2000 т/добу, а в окремих лавах – до 10 тисяч тон на добу. В теперішній час добове видобування впало до 100-400 тон і погіршилися інші техніко-економічні показники. Кожен із них має характерну криву еволюції (рис. 2), що асимптотично наближається до певної межі, яка зумовлена законами природи (наприклад, наявність тонких і дуже тонких пластів, підвищенням гірського тиску і температури гірського масиву в окремих регіонах), або законом життєдіяльності технічних систем.

Розвиток даних технічних систем видобування можна описати відповідно кількістю рівнянь S – подібних кривих, які мають загальний початок, але зсунуті на осі абсцис у відповідності з хронологічною зміною стадій розвитку.

Якщо графічно інтерпретувати ці стадії розвитку механізованого видобування вугілля (див. рис. 2), то, побачимо, що вони складають три S – подібні криві з загальним початком і зсунуті відносно одна одної по осі абсцис. У кожної кривої єдина точка згину, а похідна S – функції позитивна. Це означає, що при зміні t від 0 до $+\infty$ видобуток $D(t)$ змінюється від D_0 до D_n із все зростаючою швидкістю,а потім від D_0 до D_∞ швидкість монотонно спадає. Таким чином, повний еволюційний період природним чином може розглядатись як двофазний, перша фаза якого висхідна, а друга затухаюча. На рис. 2 позначено t_r – геометричний крок, t_x – хронологічний крок.

На підставі властивостей S – функції вказаних видів встановлений еволюційний закон, який називають законом спряженості фаз еволюції. Він замикається в тому, що максимум кількісної характеристики з згасаючої фази не перевищує добуток максимума кількісної характеристики висхідної фази на деяку абсолютну константу. Багатостадійний процес розвитку механізованого видобування вугілля – об'єктивний процес постійного оновлення і удосконалення засобів праці. Обладнання старої конструкції замінюється новим.

Цикли життєдіяльності систем мають безпосередній зв'язок і з категорією моральної спрацьованості моделей техніки як фактор, що впливає на її тривалість і економічну ефективність. Моральна спрацьованість означає, що така технічна система стає економічно не вигідною, переваги переходять до іншої системи. При цьому моральне старіння наукової продукції у сучасних умовах не відворотне: таке прогресивне явище пов'язано із швидким зростанням геотехнологічних методів розробки родовищ через свердловини, пробурені з поверхні Землі. Все це дозволяє для того чи іншого вузького інтервалу часу ввести поняття «рівень технології» під яким розуміють спільність технічних властивостей – параметрів, що визначають сукупну цінність продукції, яка видобувається. Кожна технологічна стадія видобування може бути оцінена з допомогою показника «рівень технології»: $i = P \cdot F$ (де $P = A_p / N$ – продуктивність праці працюючого; A_p – річний об'єм видобування вугілля; N – кількість працюючих; $F = A_p / f$ – фондовіддача; f – вартість основних фондів). В такому вигляді він характеризує важливу сторону господарської діяльності – сукупні зміни продуктивності праці і фондовіддачі.

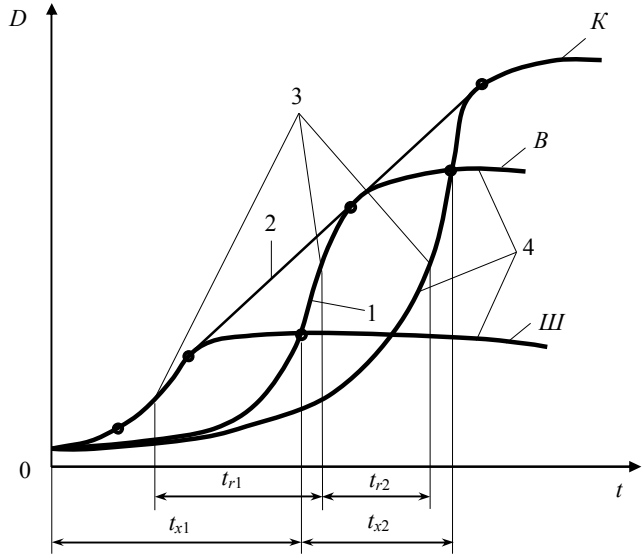


Рис. 2. Графіки спряжених сімейств функцій механічного видобування вугілля: 1 – лінія актових дільниць; 2 – огинальна крива; 3 – точки перегинання; 4 – функції різних стадій; К – комплексно механізоване виймання; В – вузькозахватне виймання; Ш – широкозахватне виймання

Знання особливостей життєдіяльності технічних систем необхідне для з'ясування резервів їх розвитку і визначення намірів удосконалення або створення нових рішень. Такий аналіз дозволив на науковій основі зробити спробу виявлення і формування законів і закономірностей (принципів), а також оцінку розвитку комплексно-механізованого видобування вугілля, у порівнянні з широкозахватним і вузькозахватним вийманням вугілля на базі індивідуального кріплення очисних вибоїв. Вони можуть бути основані на формулюванні наступних до них вимог:

– *спільності,* яка підтверджує, що всі закони і закономірності, діють на протязі всієї історії розвитку будь-яких технічних систем і по відношенню до конкретного технічного об'єкту;

– *виключення,* коли до законів і закономірностей відносять такі, виключення яких дозволяє знайти інші шляхи розвитку технічних систем або призупиняють (зупиняють) їх розвиток;

– *обмірюваності,* це ті закони і закономірності, які допускають кількісну і якісну перевірку технічної системи;

– *невиводжуваності,* коли виявлені закони і закономірності не можуть бути виведені логічно з інших.

Список літератури

1. Закони та закономірності гірничої науки (Учбове видання) / Бондаренко В.І., Табаченко М.М. – Д.: НГА України, 1998. – 40 с.

2. Колоколов О.В., Табаченко М.М. О сущности и условиях выявления некоторых законов геотехнологии. – Технология разработки тонких и средней мощности угольных пластов. Сб. науч. тр. – Тула: Изд-во ТПИ, 1986. – С. 6-10.

3. Аренс В.Ж. Развитие горной науки и техники. – В кн.: Истоки развития горной науки и техники. – М.: ИПКОН, 1984. – С. 4-15.

4. Федоткин И.М. Интенсификация технологических процессов. – Киев: Вища школа, 1979. – 344 с.

5. Большая советская энциклопедия /Гл. ред. А.М. Прохоров. Изд. 3-е, т. 9. – М.: Советская энциклопедия, 1972. – 305 с.

6. Большая советская энциклопедия /Гл. ред. А.М. Прохоров. Изд. 3-е, т. 20. – М.: Советская энциклопедия, 1975. – 474 с.

7. Трапезников В.А. Управление и научно-технический прогресс. – М.: Наука, 1983. – 224 с.

УДК 622.831.3

© П.Н. Должиков, П.А. Солоп,
Ю.И. Кобзарь

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА УЧАСТКАХ ИНТЕНСИВНОГО ВОДОПРИТОКА

Розглянуті питання формування навантаження на кріплення виробок, що обводнені і для цих умов запропонована динамічна модель розвитку зони непружних деформацій порід

Рассмотрены вопросы формирования нагрузки на крепь обводненных выработок и для этих условий предложена динамическая модель развития зоны неупругих деформаций пород

This article deals with the questions of forming of load at the set of the watering mines and for these terms the dynamic model of development of area of stiff deformations of rocks is offered.

Строительство и эксплуатация шахт связаны с проведением системы горных выработок через обводненные разрывание нарушения, переход выработками нарушений сопровождаются рядом осложняющих факторов, в частности повышенному горному давлению, высокой трещиноватости пород в районе сбросов, заполнению сместителей разрывов продуктами дробления боковых пород с различной степенью уплотнения, ведением буровзрывных работ, значительно ослабляющих окружающие породы, высокими и не всегда точно прогнозируемыми притоками и прорывами воды.

Наиболее ярким и характерным примером потери устойчивости является ситуация при проведении вентиляционного штрека №1 пл. h_{10} горизонта 930 м на «Шахте им. В.В. Вахрушева» через зоны трещиноватых пород Ясеновских сбросов №1 и 2. Залегание боковых пород на участке ведения работ спокойное, угол падения пласта составляет 5°. Ожидаемый водоприток из зон разрывных нарушений с интенсивной трещиноватостью прогнозировался 10-20 $м^3$/ч. Несмотря на принятые специальные мероприятия укороченное бурение шпуров на глубину 1,2 м с уменьшением величины зарядов ВВ в шпурах, рамы постоянной крепи устанавливались через 0,3 м, проведение выработки остановлено из-за интенсивно развивающегося вывалообразования со значительным водопритоком – 50 $м^3$/ч. Выработка оказалась в аварийном состоянии, произошло разрушение элементов арочной крепи и вывал горной массы внутрь выработки на фоне большего водопритока в 3-4 раза выше от прогнозируемого. Высота свода обрушения достигала 10-11 м над выработкой, по-

пытки проведения выработки закончились неудачей. В связи с этим было принято решение пройти обходную выработку для дальнейшего проведения вентиляционного штрека №1.

Для выявления взаимосвязи обводненности и факторов, снижающих устойчивость горных выработок и определяющих формирование очагов вывалообразования вблизи зон тектонических нарушений проведены исследования в 17 обводненных горных выработках шахт ГП «Антрацит» и ГП «Ровенькиантрацит». В исследуемых подземных обводненных горных выработках с учетом типа пород кровли, их мощности, а также величины водопритока, определяется объем убранной породы при вывалообразовании, высота свода обрушения пород и количества разрушенных рам. Фрагменты натурных исследований приведены на рис. 1.

Необходимо отметить, что породы кровли в обследуемых выработках были представлены сланцами глинистыми, песчаными, песчано-глинистыми и песчаниками.

В ходе исследования влияния обводненности пород кровли на объемы обрушений в выработки выявлено, что при водопритоке 40 м^3/час не всегда удается пересечь зоны нарушений из-за потери устойчивости в виде развивающегося вывалообразования (вентиляционный штрек №1 пл. h_{10} гор. 930 м ОП «Шахта им. В.В. Вахрушева»). При интенсивном водопритоке от 31 до 160 м^3/час проведение выработок через разрывные нарушения до границ барьерных межшахтных целиков останавливалось (конвейерный штрек №34 пл. h_8 гор. 1115 м, западный дренажный штрек пл. h_8 гор. 1115 м. ОП «Шахта им. В.В. Вахрушева»), в связи с уменьшением сечения обводненного ($Q = 30$ м^3/час) восточного дренажного штрека пл. h_8 гор. 1115 м решено не перекреплять штрек, а пройти параллельно сборный штрек пл. h_8 гор. 1115 м.

ОП «Шахта «Комсомольская» *ОП «Шахта «им. Вахрушева»*



повышенные водопритоки в выработку





деформации стоек и верхняков крепи





неработоспособность узлов податливости





потеря несущей способности затяжки

Рис. 1. Фрагменты натурных исследований устойчивости горных выработок, эксплуатируемых в обводненных породах

В связи с пересечениями выработками ОП «Шахта Комсомольская» сброса Ясиновского поступление воды в восточный дренажный штрек №1 пл. h_{10} гор. 930 м ОП «Шахта им. В.В. Вахрушева» за четыре последних года уменьшилось с 83 до 0 м^3/час; прорывы подземных вод при пересечении разрывных нарушений могут достигать значительных величин $Q = 2000$ м^3/час, а длина вывалов может достигать 27 м сразу на всю мощность непосредственной кровли (19 западный конвейерный штрек пл. h_{10} гор. 960 м ОП «Шахта Комсомольская»); за счет перераспределения воды с верхних горизонтов на нижние водоприток в выработки может значительно увеличивается с 50 до 200 м^3/час и без усиления крепи в местах пересечения зон влажных трещиноватых пород происходят аварии в виде вывалов пород кровли (10 восточный откаточный штрек пл. h_{10} гор. 960 м ОП «Шахта Комсомольская»).

Таким образом, при проектировании строительства горных выработок, нагрузка на крепь определяется весом свода расслоившихся, разупрочненных и разбитых на блоки пород. Область распространения таких пород вокруг выработки получила название зоны неупругих деформаций (ЗНД). Многочисленные натурные исследования и существующие теоретические модели отмечают начало развития ЗНД с момента проведения выработки и, затем, постепенную стабилизацию процесса [1]. Однако, как показывают последние исследования в эксплуатируемых выработках, на участках с повышенным водопритоком процесс формирования ЗНД не стабилизируется, а продолжает активно развиваться. При этом незапроектированное увеличение нагрузки на крепь приводит к значительным деформациям элементов крепи, выходу из строя узлов податливости и вывалообразованиям (рис. 1). Таким образом, задача по изучению динамики формирования ЗНД в условиях обводненных выработок является весьма актуальной.

Целью исследования является разработка геомеханической модели развития установившейся ЗНД во времени под влиянием водопритока в выработку, позволяющей наиболее точно спрогнозировать величину свода раздробленных пород над выработкой и запроектировать рациональные параметры крепления или перекрепления.

Известно, что величина установившейся ЗНД и время стабилизации, главным образом, зависит от физико-механических свойств вмещающих выработку пород. Например, при проведении выработки по песчаным сланцам прочностью 40-60 МПа величина ЗНД составляет 4-6 м, а время ее полного формирования около 60-90 суток. Для глинистых сланцев прочностью 30-40 МПа эти параметры составляют соответственно 6-10 м и 15-30 суток [2]. Однако, на участках выработок, подверженных притокам шахтных вод, происходит активация процесса развития ЗНД, что зачастую приводит к вывалообразованиям в эксплуатируемых выработках. Например, такая ситуация произошла в восточном разведочно-дренажном штреке пласта h_8 гор. 880 м шахты «Комсомольская» (рис. 2). Выработка закреплена трехзвенной арочной податливой крепью АП-13,8 из спецпрофиля №27. Расчетная величина установившейся ЗНД и плотность установки рам крепи составляет соответственно 3,9 м и 1 рама/м. Интенсивное воздействие водопритока, связанное с зоной дизъюнктивного нарушения привело к увеличению ЗНД на 2,6 м, в результате чего крепь

оказалась неработоспособной, и произошел вывал горных пород.

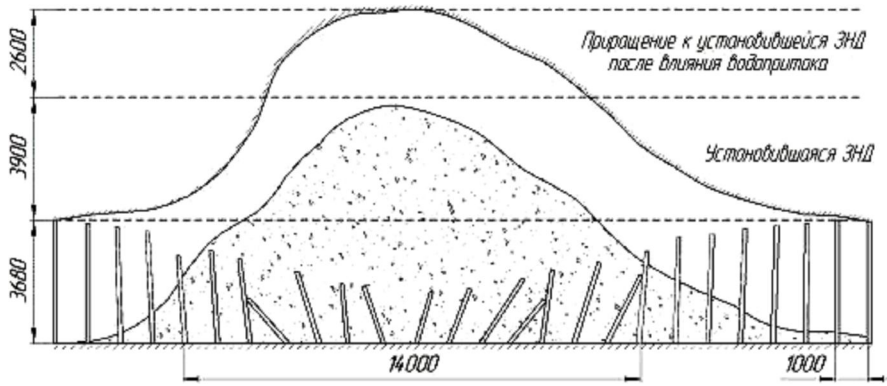


Рис. 2. Схема вывалообразования в восточном разведочно-дренажном штреке

Для описания динамики процесса предлагается геомеханическая модель (рис. 3), согласно которой радиус ЗНД с учетом времени воздействия водопритока определяется по формуле:

$$R_{Lt} = R_L + \Delta R_{Lt}\text{, м} \tag{1}$$

где R_L – установившийся средний радиус ЗНД вокруг выработки вне зоны влияния водопритока, м;

ΔR_{Lt} – приращение к установившемуся среднему радиусу ЗНД после влияния водопритока в течение времени Δt, м.

Многочисленными исследованиями установлена экспоненциальная закономерность изменения величины ЗНД во времени [1]. Также доказано, что динамика дополнительного развития ЗНД под действием водопритоков тоже носит экспоненциальный характер и зависит от интенсивности трещинообразования и горно-геологических условий заложения и эксплуатации выработки. Наиболее адекватно моделирует процесс приращения ЗНД во времени уравнение следующего вида:

$$\Delta R_{Lt} = A \cdot R_L \cdot \left(1 - e^{-\alpha \cdot \Delta t}\right)\text{, м,} \tag{2}$$

где A – коэффициент, характеризующий интенсивность развития ЗНД под влиянием водопритока (0,5-1);

Δt – приращение ко времени с начала фиксации повышенного водопритока в выработку, мес.;

α – показатель горно-геологических условий заложения и эксплуатации выработки, мес.[1].

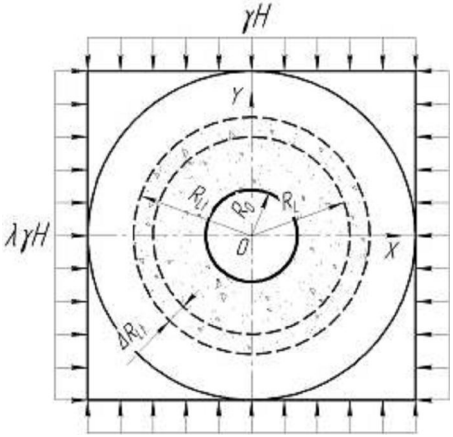


Рис. 3. Динамическая модель ЗНД при обводнении выработки

Параметры, формирующие показатель α, должны учитывать прочностные свойства и угол падения вмещающих пород, глубину заложения и геометрию выработки, влияние неоднородности массива и других выработок, и, самое главное, величину водопритока и интенсивность деформационных процессов в эксплуатируемой выработке. Расчет комплексного показателя горно-геологических условий заложения и эксплуатации выработки осуществляется по формуле:

$$\alpha = \frac{\gamma \cdot H \cdot k_s \cdot k_в \cdot k_t}{\sigma_c \cdot k_w \cdot k_\alpha \cdot k_c}, \text{ мес.}^{-1}, \qquad (3)$$

где γ – средневзвешенный удельный вес пород над выработкой, МН/м^3;

H – глубина заложения выработки, м;

k_s – коэффициент влияния площади поперечного сечения выработки (0,52-0,82 при площади поперечного сечения выработки вчерне 9-16 м^2);

$k_в$ – коэффициент воздействия других выработок (1 – для одиночных выработок; 1,6 – для пересекающихся выработок);

k_t – коэффициент, характеризующий скорость проявлений деформаций крепи в выработке, мес.$^{-1}$;

$$k_t = \frac{N}{t_{набл}}, \text{ мес.}^{-1}, \qquad (4)$$

где N – число отклонений крепи от нормального эксплуатационного состояния (за единицу отклонения принято: поперечный излом межрамных ограждений, выход из строя отдельных частей узлов податливости крепи, деформации верхняка крепи, деформации стоек крепи, полная потеря устойчивости крепи);

$t_{набл}$ – время наблюдения за состоянием крепи после того, как зафиксирован

повышенный водоприток в выработку, мес. (принимается равным 1-3 мес.);

σ_c – предел прочности пород кровли выработки на одноосное сжатие, МПа;

k_w – коэффициент, учитывающий характер водопроявления в выработке;

$$k_w = \frac{Q_0 \cdot k_н}{Q_t \cdot k_{mp}}, \qquad (5)$$

где Q_0 – средний водоприток в выработку за период от начала проведения выработки до времени формирования установившийся ЗНД вокруг выработки, м^3/ч (в расчете принимается не менее 1 м^3/ч);

Q_t – средний водоприток в выработку в течение 1-3 месяцев с начала фиксации повышенного водопритока в выработку, м^3/ч;

k_α – коэффициент влияния угла падения пород и направления выработки относительно простирания пород (при углах падения пород до 40°: 1-0,8 – при проведении выработки по простиранию; 0,7-0,45 – при проведении выработки вкрест простирания; 0,85-0,65 – при проведении выработки под углом к простиранию);

k_c – коэффициент структурного ослабления (0,6-0,7).

Как показывает практический опыт, зоны повышенных водопритоков в выработках обычно приурочены к участкам, осложненным дизъюнктивами. Действующие в угольной промышленности методики расчета параметров крепления выработок [3] принимают во внимание наличие таких зон, однако не учитывают дополнительное разупрочнение пород и развитие ЗНД под влиянием притока подземных вод, как в радиальном направлении, так и вдоль выработки. В этой связи, наиболее целесообразным будет применение предлагаемой геомеханической модели ЗНД, которая позволит более точно рассчитать нагрузку на крепь от вмещающих обводненных пород, предотвратить вывалообразование в выработку, исключить перерасход материалов на крепление и обеспечить длительное и безремонтное поддержание горной выработки.

Список литературы

1. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород. – Киев: Новий друк, 2004. – 400 с.

2. Смородин Г.М., Кобзарь Ю.И., Кипко А.Э., Сергиенко Р.Н. Тектонические нарушения – один из факторов гидроактивизации геомеханических процессов в породных массивах / Науковий вісник НГУ. – 2008. – №12. – С. 19-23.

3. СОУ 10.1.00185790.011:2007. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. – К.: Мінвуглепром України, 2007. – 116 с.

УДК 622. 273:658.012

© А.М. Кузьменко, И.Б. Беликов

ОБЕСПЕЧЕНИЕ НАДЕЖНОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ЭКСТРЕМАЛЬНЫХ СИТУАЦИЯХ

Розглянуто надійність роботи системи розробки в екстремальних умовах, коли час на подолання загальної протяжності гірничих виробок більший, ніж час роботи індивідуальних засобів захисту працівників.

Рассмотрена надежность работы системы разработки в экстремальных условиях, когда время на преодоление общей протяженность горных выработок больше, чем время работы индивидуальных средств защиты трудящихся.

Reliability of work of system of working out in extreme conditions, when time for overcoming of the general extent of mountain developments more than an operating time of individual protection frames of workers is considered.

В Донбассе подземная разработка угольных пластов осуществляется в сложных горно-геологических условиях при устаревшем подходе к решению технических и технологических вопросов. В большинстве случаев они являются причиной высокой аварийности (до 200-250 случаев в год), производственного травматизма и профзаболевания. Это притом, что около 90% из действующих шахт – газовые, 60% – опасные по взрывам угольной пыли, почти половина разрабатывает пласты, склонные к газодинамическим явлениям (ГДЯ) и 22% – опасные по самовозгоранию угля. Ежегодно только на возмещение ущерба здоровью от несчастных случаев и профзаболевания требуется 400-500 млн. грн. К этому необходимо добавить затраты на ликвидацию последствий аварий, восстановление горного хозяйства и производства в целом после крупных аварий, из них особенно при взрывах метановоздушной смеси и пожарах на порядок выше.

К экстремальным ситуациям следует отнести аварии, которые можно прогнозировать по состоянию работоспособности системы горных выработок с учетом резервирования времени на восстановление отдельных ее элементов, при котором сохраняется жизнедеятельность трудящихся и горноспасателей. Угрозой для жизнедеятельности трудящихся является изменение состава рудничной атмосферы, за счет сокращения кислорода и замещения его другими химическими элементами. В подземных трудящихся есть средства защиты, которые позволяют находиться в безопасном состоянии для органов дыхания на протяжении ликвидации отказа в работе

системы. Это может произойти в случае перекрытия сечения выработки обрушением пород или возникновения подземного пожара. Наиболее уязвимым местом в системе разработки является устье воздухоподающей выработки (откаточная или конвейерная), от которого на всем протяжении цепи выработок атмосфера становится непригодной для жизнедеятельности трудящихся.

Из всех видов аварий, которые происходят на шахтах, подземные пожары в горных выработках свойственны всем шахтам и рудникам. Из общего количества подземных аварий, пожары составляют в среднем 67%. Проблема повышения надежности систем разработки приобретает особую актуальность в связи с интенсификацией горных работ и увеличением размеров выемочных столбов. При этом виде аварии есть вероятность того, что часть трудящихся может оказаться в задымленной с повышенной температурой атмосфере. По разным причинам срок работы индивидуальных самоспасателей может оказаться недостаточным. Время следования трудящихся в средствах индивидуальных средствах защиты органов дыхания превышает время эффективной работы этих средств.

Одной из технологической причины является увеличение маршрута движения рабочих в самоспасателях по подготовительным выработкам для выхода на свежую струю воздуха. До недавнего времени проектировщики и эксплуатационники рассматривали планировочные решения по подготовке запасов угля и развитие горных по пластам с позиции эффективного применения современной высокопроизводительной горнодобывающей техники нового технического уровня. Оценка надежности работы подземных систем разработки полезных ископаемых по критерию надежности коллективной безопасности людей при создавшейся аварийной ситуации не выполнялась. В сети горных выработок шахт практически отсутствует резервный объект по обеспечению жизнедеятельности рабочих и горноспасателей, который бы находился по пути движения трудящихся с возможного места возникновения аварии на свежую струю воздуха. В большинстве случаев, их выход на свежую струю воздуха от места работы, происходит по выработкам большой протяженности (более 2500 м). Их эксплуатационное состояние зависит от многих факторов, которые затрудняют движение трудящихся, особенно в состоянии аффект и сплошной задымленности рудничной среды.

При современных параметрах выемочных столбов и принятым схемам их проветривания технические возможности горноспасателей и их тактика действий не всегда может быть эффективной по спасению людей. При оказании помощи трудящимся, застигнувших аварией в шахте, а именно, пожаром, горноспасатели используют респираторы типа Р-39 с ограниченным временем действия. В основном, это служит граничным фактором, по которому радиус действия разведочных и эффективность выполнения спасательных работ сужается в зависимости от многих горнотехнических условий. К таким условиям относятся: длина выемочных столбов, схема проветривания шахты и выемочного участка, состояние горных выработок и углы их наклона, температура шахтной атмосферы, видимость в выработке, место возникновение пожара и многих других.

Критерием коллективной безопасности людей системы разработки полезных ископаемых является отношение времени эффективной работы самоспасателя к времени

на преодоление маршрута выхода рабочим в задымленной шахтной атмосфере в самоспасателе при пожаре на свежую струю воздуха. Время выхода рабочего в самоспасателе должно учитывать сложность маршрута и температурный режим в выработках при пожаре. Второй составляющей критерия коллективной безопасности системы разработки является время эффективной работы респиратора к времени на разведку аварийной ситуации горноспасателями или оказание ими помощи рабочим, которые по причине травмы не смогли самостоятельно оставить аварийную зону. С учетом непредвиденности развития аварийной ситуации критерий коллективной безопасности людей при выполнении подземных горных работ должен составлять 1,5-2,0. Система разработки полезных ископаемых может считаться безопасной, если критерий коллективной безопасности людей не ниже 1,5 на не газовых шахтах и 2,0.

Анализ мирового опыта оказания помощи шахтерам или рабочим свидетельствует о том, что нет единого подхода к разработке унифицированного способа в оказания помощи и спасения людей. Одним из способов повышения надежности системы разработки является ее избыточность, т.е. наличие горных выработках, которые выполняют защитные функции. В данном случае наиболее эффективным остается заблаговременное «резервирование замещением» элементов системы. Это достигается за счет сооружения убежищ и защитных устройства на выемочном участке для безопасного выполнения горноспасательных работ при аварии на угольной или рудной шахте.

Одним из способов безопасного выполнения горноспасательных работ при пожарах можно считать «разрезание» выемочного столба на части ходком. Таким образом, выполняется замещение в системе разработки для безопасного выхода трудящихся в безопасную зону. Таким недостающей выработки образом, сокращается путь следования рабочих и горноспасателей по выработкам на свежую струю воздуха (рис. 1, а). Однако данное техническое решение не лишено недостатков, которые могут отрицательно сказаться на процессе развития аварии, и ухудшают нормальный режим проветривания выемочного столба.

«Резервирование» функции обеспечения жизнедеятельности пребывания рабочих в шахте при подземном пожаре успешно выполняют стационарные камеры-спасения. Их сооружают вблизи технологически слабого места, которое определяется по критерию коллективной безопасности трудящихся (рис. 1, б). Камеры оснащают автономным снабжением воздуха, забор которого происходит на свежей струе за пределами выемочного участка. Как правило, это трубопроводы сжатого воздуха или воздух, подаваемый от вентиляторов местного проветривания.

Наличие стационарной камеры-спасения людей на пути движения горноспасателей дает возможность «резервировать» их усилия по эффективному оказанию помощи трудящимся при длительности маршрута, превышающем технические возможности горноспасателей пребывания в задымленной, с повышенной температурой атмосфере. Как правило, их располагают в горном массиве вне направления движения загазированной воздушной струи (обходные или тупиковые выработки) и вне влияния горного давления, которое может разрушить камеру спасения до срока окончания ее предназначения.

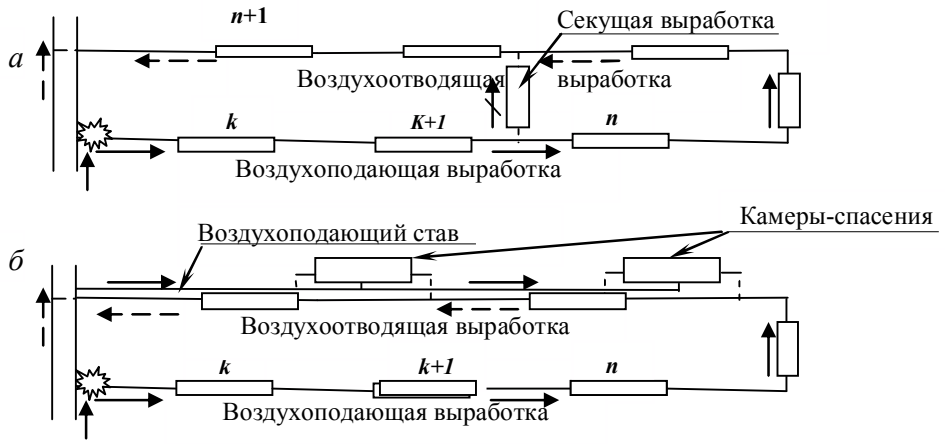


Рис. 1. Схема расположения резервных элементов системы разработки для обеспечения ее работоспособности в экстремальных ситуациях

Надежность работы системы разработки при больших размерах выемочного столба можно рассмотреть как сложную цепь элементов, соединенных последовательно-параллельно между собой с разной степенью наработки на отказ по техническим видам, входящих в данную систему. Прежде всего, отказ может произойти от состояния окружающей среды горной выработки, что приведет к потере ее работоспособности. Сеть горных выработок выемочного участка имеет разные сроки службы от момента ее проведения до погашения и пройдена в изменяющейся структуре вмещающих пород. Даже при прочих равных условиях действия горного давления деформация выработки на всем ее протяжении будет разной, так как является функциональной зависимостью от времени эксплуатации.

Следовательно, наиболее слабым местом можно считать сопряжение подготовительных выработок и зону влияния очистных работ. В результате интенсивных деформаций вмещающих пород здесь происходит физико-механическое преобразование массива, которое может привести к эндогенным пожарам в угольном пласте. Как правило, в этих местах располагаются механизмы и распределительные пункты энергоснабжения участка, которые представляют сложное сочетание различных элементов с разной наработкой на отказ (приводные станции конвейеров, участковые распределительные пункты и т.п.). Эти элементы могут привести к полной или частичной потери работоспособности системы. Частичная потеря работоспособности системы разработки может быть вызвана отказом технических средств механизации или транспорта, но поддерживает при этом условия жизнедеятельности трудящихся. При полной потери работоспособности системы разработки, даже на не продолжительное время, требуют включение резервных элементов для обеспечения

жизнедеятельности трудящихся. Включение их в резервный источник жизнеобеспечения, а именно в индивидуальные и коллективные средства защиты.

Таким образом, резервная система жизнеобеспечения включается в работу при полном отказе системы разработки по нескольким факторам или частичном отказе в поддержании нормальных условий жизнедеятельности для работы трудящимся.

Система поддержания жизнедеятельности трудящимся предусматривает последовательное использование индивидуальных и коллективных средств защиты при наличии пунктов переключения в самоспасатели, а также последовательное соединение горных выработок. Следовательно, вероятность отказа данной системы становиться большой. Ее элементы работают последовательно, и их включение в работу происходит в разных эргономических условиях и при разном психологическом состоянии трудящихся.

Вероятность безотказной работы рассматриваемой системы разработки по критерию коллективной безопасности определяется по формуле

$$P(t_0) = \left[1 - q_{от.}^{k}(t_0)\right]^{n+1} - \left\{1 - \left[1 - q_{об.}(t_0)\right]^{k}\right\}^{n+1}, \qquad (1)$$

где $q_{от.}(t_0)$ – вероятность отказа основной горной выработки (элемента) в системе разработки для выхода трудящихся по причине потери изменения состава рудничной атмосферы (задымленность или загазованность);

$q_{об.}(t_0)$ – вероятность отказа (элемента) жизнеобеспечения в системе разработки для выхода трудящихся по причине потери работоспособности индивидуальных или коллективных средств защиты;

Надежная работы системы будет выполняться в том случае, если будет соблюдаться условие

$$q_{от.} + (1 - q_{от.}^{k})^{n+1} > (1 - q_{об.}) + \left[1 - (1 - q_{об.})k\right]^{n+1} \qquad (2)$$

Отличительной особенностью стационарной камеры-спасения есть ее параллельное включение в работу с индивидуальными средствами защиты. Источники снабжения воздухом трудящихся разнотипные, а среда обитания трудящихся изолирована от участковой системы и имеет свое избыточное давление с привычным составом рудничной атмосферы. Параллельная работа двух систем жизнеобеспечения повышает общую надежность системы разработки и не ограничивает размеры выемочного столба, что важно при применении высокопроизводительных очистных механизированных комплексов.

По техническим возможностям стационарную камеру для спасения людей следует рассматривать, как элемент резервирования функции коллективного жизнеобеспечения трудящихся в системе разработки месторождений. Это позволяет на данном этапе развития горной техники нового технического уровня, в какой-то мере, решать вопросы коллективной безопасности трудящихся. Технические возможности стационарной камеры зависят от горно-геологических факторов, применяемых средств и оборудования для спасения трудящихся из расчета их общей численности

и горноспасателей, а также от продолжительности их нахождения в данном объекте.

Слабым звеном в этой схеме коллективной безопасности остается расположение трубопровода в подготовительной выработке выемочного столба. Не исключена вероятность повреждения трубопровода обвалившейся породой или транспортными средствами при непосредственной его работе при аварии. В то же время трубопровод будет нагреваться при повышении температуры от пожара в горных выработках.

Исходя их из задач, которые должны обеспечивать стационарные камеры, их оборудуют техническими средствами и продуктами питания на максимальный срок пребывания трудящихся до оказания им помощи.

Техническая оснащенность стационарной камеры-спасения людей при аварии определяется горноспасателями и руководством шахты исходя из опыта ликвидации аварий, характерных для конкретных горно-геологических условий.

В дальнейшем устранить этот недостаток можно при пересмотре планировочных решениях подготовки шахтных полей или их частей с учетом эффективного применения очистных механизированных комплексов нового технического уровня.

УДК 622.834.52

© В.Д. Шепелевич

О ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ УПЛОТНЕНИЯ ПОРОД ПОД ПЛОСКИМ ДНОМ МУЛЬДЫ СДВИЖЕНИЯ ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розглянуто відповідність фактичної тривалості зрушування підроблених вугільними пластами порід і земної поверхні рекомендаціям нормативних документів. Запропоновано критерій відновлення природного стану підроблених порід і земної поверхні.

Рассмотрено соответствие фактической продолжительности сдвижения подработанных угольными пластами пород и земной поверхности рекомендациям нормативных документов. Предложен критерий восстановления природного состояния подработанных пород и земной поверхности.

There have been considered the compliance of the normative documents recommendations to the actual duration the displacement of the rocks above the worked out coal seams and the surface. It was suggested the criterion of restoration of natural condition of the rocks above the worked out coal seams and the Earth's surface.

Продолжительность сдвижения пород при их подработке является важным параметром при решении многих задач горного производства.

За общую продолжительность сдвижения принято время ($T_{общ}$), определенное согласно геометрических построений, учитывающих среднюю глубину горных работ ($H_{ср}$), угол полных сдвижений (ψ) и граничный угол (δ) при подвигании очистного забоя со скоростью очистного забоя $V_{оч}$.

Параллельно с этим за окончание процесса сдвижения земной поверхности принимается дата, после которой суммарные оседания на протяжении шести месяцев не превышают 10% максимальных, но не более 30 мм. В зависимости от условий максимальное оседание земной поверхности рекомендуется принимать в расчетах 0,75÷0,85 от мощности разрабатываемого пласта (m). При указанных темпах оседания земной поверхности для распространенных условий Донбасса ($m = 0{,}5 \div 1{,}5$) длительность уплотнения пород под плоским дном мульды будет составлять минимум от 2 до 6 лет. Величина максимального оседания земной поверхности (η_m) за этот промежуток

времени должна приближаться к вынимаемой мощности пласта m.

По близости отношения η_m / m к единице можно судить о степени восстановления природного состояния подработанных пород и земной поверхности под плоским дном мульды сдвижения. Знание факторов, определяющих отношение η_m / m необходимо при определении последствий влияния очистных работ на земную поверхность, что особенно актуально в условия закрывающихся шахт.

Целью данной работы является установление факторов, определяющих отношение η_m / m и его соответствие окончанию процесса сдвижения пород и земной поверхности по критерию близости к единице.

Анализ (см. табл.) для разных горно-геологических условий показал, что значение η_m / m изменяется в широком диапазоне от 0,19 до 0,95. Экспериментальные данные свидетельствуют о том, что во многих случаях процессы сдвижения пород и земной поверхности после прекращения очистных работ далеки от своего завершения и не соответствуют допущениям, принятых в нормативном документе [1]. Наиболее близким отношение η_m / m к единице (0,95) наблюдалось при выемке пласта низкой степени метаморфизма (марка Г) и незначительной глубине ведения горных работ (110 м). Такое значение η_m / m, в условиях шахты «Степная» [7], может указывать на высокую степень уплотнения пород, но не свидетельствовать о восстановлении земной поверхности, так как в аналогичных условиях образуются трещины шириной до 0,8 м и глубиной более 4,0 м [8].

Следует отметить, что условия шахт «Глубокая» и им. 50-летия СССР на некоторое увеличение отношений η_m / m повлияла отработка нескольких пластов.

Приведенные данные указывают на несоответствие рекомендуемой длительности процессов сдвижения и уплотнения пород [1] экспериментальным данным после прекращения очистных работ, так как в большинстве случаев отношение η_m / m не только значительно меньше единицы, но и принимаемых в расчетах величин $\eta_m / m = 0{,}75 \div 0{,}85.$

Рекомендации [1] базируются на геометрических параметрах зон влияния очистных выработок для конкретной глубины и скорости продвигания очистного забоя. Учитывая продолжительность процесса сдвижения пород после прекращения очистных работ влияние $V_{оч}$, очевидно, должно уменьшиться, а других факторов – возрасти.

К главным факторам, влияющим на окончание процессов сдвижения пород и их уплотнение после прекращения очистных работ, предположительно можно отнести глубину ведения горных работ, прочностные свойства пород и мощность разрабатываемого пласта.

Таблица

ДАННЫЕ ОБ ИЗМЕНЕНИИ η_m / m В РАЗНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ШАХТ ДОНЕЦКОЙ ОБЛАСТИ

№ п/п	Литературный источник	Шахта, пласт	Условия наблюдений					$\frac{\eta_m}{m}$	Примечание
			m, м	α, град	$H_{ср}$ м	η_m мм	марка угля		
1	[2]	Ясиновская, l_6	0,80	4	307	250	К, ОС	0,31	
2	[3]	Глубокая, h_6	1,15	5	541	800	ОС, Т	0,70	Влияние работ по пластам h_{10}, h_8 и h_4
3	[4]	Комиссаровская, l_1^0	0,90	6	260	533	Т	0,59	
4	[4]	Украина, K_7	0,65	8	540	122	ОС, Т	0,19	
5	[5]	им.50-летия СССР, i_3'	1,00	4	692	465	Ж	0,47	Совместная выемка пластов i_3' и K_2
6	[6]	Ворошиловская, i_3'	1,00	4	500	410	А	0,41	
7	[7]	Степная, C_8	0,91	4	110	865	Г	0,95	

Для установления влияния степени развития очистных работ на изменение величины η_m / m в одних горно-геологических условиях, использовали экспериментальные данные, полученные в условиях шахты им. П.Л. Войкова [9]. При незначи-

тельном изменении средней глубины ведения очистных работ ($H_{ср} = 674 \div 716$ м) было отработано восемь лав. При эксплуатации четырех лав длиной по 150 м каждая, ширина выработанного пространства (В) дискретно увеличивалась с 300 до 450, а затем до 600м. При отработке лав длиной по 200 м ширина выработанного пространства также дискретно изменялась с 200 до 400 и окончательно до 800м. Такое различие в условиях отработки пласта не оказывало существенного влияния на увеличение разброса экспериментальных данных (см. рис.).

Характер зависимости $\eta_m / m = f_1(B / H_{ср})$ показывает, что при развитии очистных работ значение η_m / m возрастает, но даже в условиях, близким к полной подработке $B / H_{ср} \geq 1{,}2$), оно едва превышает 0,5. В данном случае также нельзя констатировать факт окончания процесса сдвижения пород, хотя длительность наблюдений [9] соответствовала или превышала общую продолжительность ($T_{общ}$) согласно [1].

Длительность периодов наблюдения за сдвижением земной поверхности при эксплуатации каждой лавы существенно отличались между собой и находились в пределах от 15 до 48 месяцев. Такое различие в длительности наблюдений, как и разный порядок отработки лав, неодинаковое дискретное увеличение размеров очистной выработки (выработанного пространства), существенное различие в скорости подвигании очистных забоев (30÷65 м/мес), также практически не повлияло на тесноту связи $\eta_m / m = f_1(B / H_{ср})$. Корреляционное отношение для этой зависимости равно 0,98, статическая надежность его определения – 10,8, что значительно превышает критическое значение, равное трем. Приведенные факты свидетельствуют о незначительном влиянии указанных факторов на величину η_m и подтверждают преимущественное влияние геометрических размеров выработанного пространства на рассматриваемом этапе развития процесса сдвижения пород и земной поверхности.

Характер влияния степени развития очистных работ на величину η_m согласно [1] практически совпадает с экспериментальными данными, что подтверждается параллельностью кривых 1 и 2 (см. рис.). В данном случае нормативным документом учитывается преимущественное влияние геометрических размеров очистной выработки.

Анализ экспериментальных данных, полученных в разных горно-геологических условиях [2, 4, 6, 7], позволил сделать количественную оценку критерия η_m / m, характеризующего стадию протекания процесса сдвижения подработанных пород и земной поверхности.

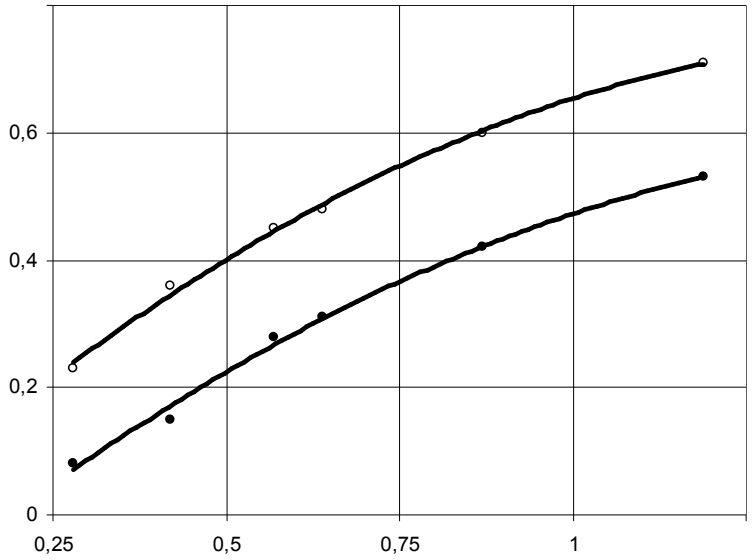


Рис. Зависимость отношения η_m / m от степени подработанности пород (B / H_{cp}) в условиях пласта K_5' шахты им. П.Л. Войкова 1 – усредняющая кривая зависимость $\eta_m / m = f_1(B / H_{cp})$; 2 – усредняющая кривая для расчетных значений η_m / m согласно [1]; ● –экспериментальные данные согласно [9]; ○ –расчетные значения η_m / m согласно [1] для условий шахты им. П.Л. Войкова

На основании проведенных исследований установлены некоторые особенности протекания процессов сдвижения пород и земной поверхности и сделаны выводы:

– критерий η_m / m наиболее близок к единице при отработке пластов в Западном Донбассе с углями низкой степени метаморфизма. При малой глубине (110 м) и движущемся очистном забое отношение η_m / m достигало 0,95. При выемке антрацитового пласта на более глубоком горизонте (730 м), остановленных очистных забоях и, практически, в условиях полной подработки земной поверхности, критерий η_m / m не превышал 0,6. Это указывает на необходимость при определении общей длительности процесса сдвижения пород и дневной поверхности учитывать прочностные характеристики вмещающих пород;

– совместная выемка угольных пластов или повторная подработка пород оказы-

вает существенное влияние на увеличение критерия η_m / m, что способствует приближению его величины к единице, т.е. приводит к ускорению процесса уплотнения пород;

– общая продолжительность сдвижения земной поверхности согласно [1] занижена, так как учитывается только период времени, определяемый подвиганием очистного забоя при формировании параметров мульды сдвижения. В этом случае не принимается во внимание длительность процессов сдвижения и уплотнения пород в вертикальном направлении от разрабатываемого пласта к дневной поверхности. Стадия этих процессов характеризуется приближением критерия η_m / m к единице.

Список литературы

1. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях. МУП СССР. – М.: Недра. – 1981. – 282 с.

2. Мягкий Б.И., Шило Л.Я., Мякенький В.И. и др. Исследование закономерностей сдвижения массива горных пород при отработке угольных пластов // Уголь Украины. – 1972. – №10. – С. 11-12.

3. Выемка предохранительного целика под действующим вертикальным стволом / С.Б. Кулиба, И.А. Южанин, И.А. Колдунов и др. //Уголь Украины. – 1991. – №8. – С. 28-31.

4. Борзых А.Ф., Желтиков Ю.Л. Прогнозирование максимальных оседаний пород в пределах подрабатываемой угленосной толщи // Уголь Украины. – 1989. – №7. – С. 9-10.

5. Опыт расконсервации околоствольных целиков с применением гармонической отработки пластов / С.Б. Кулибаба, С.В. Голдин, Г.И. Сазонов и др. //Уголь Украины. – 1989. – №7 – С. 7-8.

6. Борзых А.Ф., Аверин Г.А., Князьков О.В. Прогнозирование максимальных оседаний пород подрабатываемого угленосного массива. – С.-Петербург. – Вестник МАНЭБ. – Т.9. – №7(79). – 2004. – С. 34-38.

7. Ларченко В.Г. Влияние подземной разработки угольных пластов на состояние земной поверхности. – С.-Петербург. – Вестник МАНЭБ. – №4(12). – 1998. – С. 39-41.

8. Ларченко В.Г. Факты, подтверждающие теорию механизма сдвижения толщи горных пород // С.-Петербург. – Вестник МАНЭБ. – №7(55). – 2002. – С. 70-73.

9. Борзых А.Ф., Горовой Е.П. Влияние ширины выработанного пространства на активизацию сдвижения угленосного массива //Уголь Украины. – 1999. – №9. – С. 26-30.

УДК 622.831.3

© Е.Н. Халимендиков

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ НА СОСТОЯНИЕ ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЫ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ РЕТРОСПЕКТИВНОГО ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО АНАЛИЗА*

Викладено оптимальні варіанти керування газодинамічними проявами при високих швидкостях відпрацьовування вугільних пластів.

Изложены оптимальные варианты управления газодинамическими проявлениями при высоких скоростях отработки угольных пластов.

Optimal versions of operation by gasdynamic manifestations in high speeds of working off coal layers propose.

Опыт работы ОАО «Угольная компания «Шахта «Красноармейская-Западная №1» показывает, что достичь желаемых и крайне необходимых высоких технико-экономических показателей возможно путем применения комбинированной системы разработки, включающей подготовку столба, отработку лавы обратным ходом с прямоточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка. Шахта отрабатывает одиночный пласт d_4. Он опасен по внезапным выбросам угля и газа, не склонен к самовозгоранию. Марка угля *К*. Пластовая промышленная зольность 16,2-21,1%, выход летучих веществ 28,3-30,5%, содержание серы 0,53-0,67%. Мощность пласта на различных участках шахтного поля изменяется от 0,7 до 2,2 м. Песчаники опасны по выбросам породы и газа. Выработки не опасны по прорывам метана.

На основании анализа 20-летнего опыта ведения горных работ, проявлений горного давления и газодинамической активности пласта в подготовительных и очистных забоях, уточнены и сформулированы основные тенденции этих проявлений, уточнены геомеханические схемы напряженно-деформированного состояния призабойной зоны пласта при переходе со скорости подвигания лав с 40-50 до 100-130 м/мес.

С точки зрения снижения газодинамической активности пласта и обеспечения

* *Работа выполнена под руководством докт. техн. наук, проф. Ильяшова М.А.*

устойчивости пород кровли в призабойной зоне главное преимущество отработки лав обратным ходом хорошо известно – это разделение подготовительных и очистных работ в пространстве и во времени. Однако не менее важно, что при подготовке выемочного участка производится эксплуатационная разведка условий залегания пласта в пределах последующей отработки запасов этажа или яруса. Проще говоря, заблаговременно (до ведения очистных работ) определяется рельеф залегания пласта на этом участке, а именно: наличие тектонической нарушенности – пликативных и мелко-амплитудных дизъюнктивных дислокаций, пережимов, расщеплений, крупной трещиноватости, изменений мощности и т.д. Информация о тектонической нарушенности является исходной базой для предварительного и обоснованного принятия технологических решений ведения очистных работ.

Конвейерный штрек, проведенный и поддерживаемый в массиве угля, является техногенной полостью, обеспечивающей разгрузку вмещающих пород и угольного пласта, а также дренаж метана из окружающего массива. В этом плане значительную положительную роль оказывает фактор времени. Обычно от начала проведения конвейерного штрека до начала ведения очистных работ проходит не менее 1,5-2 лет. Область влияния штрека вглубь окружающего его массива составляет не менее 3-4 приведенных диаметров выработки. Это значит, что от контура штрека вглубь массива размеры зоны разгрузки достигают 20-25 м, что подтверждается опытом разработки и многочисленными исследованиями. Прилегающий к штреку участок угольного пласта претерпевает механическую деструкцию, т.е. в нем увеличивается микротрещиноватость и возникает макротрещиноватость, способствующая активизации процесса дренирования метана из пласта и окружающих пород.

Предварительное «ослабление» суфлярных выделений метана при опережающем проведении подготовительных выработок – это положительный фактор для последующего ведения очистных работ и уменьшения газовыделения в призабойное пространство лавы.

Согласно опыту разработки пласта d_4 при проведении подготовительных выработок вблизи крупных геологических нарушений (Криворожско-Павловский сброс, Удачнянский и Котлинский надвиги) происходили непрогнозируемые суфлярные выделения метана из пород почвы интенсивностью от 1 до 30 м^3/мин. В июне 2007 года, например, в дренажном штреке центральной панели блока №8 газовыделение из суфляра превышало 30 м^3/мин. Содержание метана в месте ведения работ составляло более 6,0%, а в исходящей струе воздуха из выработки – более 2,0%. Затраты времени на ликвидацию последствий таких аварийных ситуаций составляли от 1-3 суток до 1,5-2 месяцев.

При этом применяли следующую безопасную технологию отвода из выработок метано-воздушной смеси с повышенной концентрацией метана.

1. Первоначально устанавливали воздушный эжектор для увеличения расхода воздуха в месте дренирования метана с целью снижения его содержания у забоя. Современный эжектор типа Э-70 позволяет подавать непосредственно к источнику выделения метана до 70 м^3/мин воздуха (при расходе 4 м^3/мин сжатого воздуха). Установка нескольких эжекторов обеспечивает безопасное содержание метана в выра-

ботке при увеличении расхода воздуха в месте возникновения суфляра до 210-280 $м^3$/мин. Если содержание метана в устье тупиковой выработки превышает предельно допустимые нормы, тогда к ее устью необходимо обеспечить дополнительную подачу свежего воздуха. С этой целью в месте установки основного рабочего вентилятора местного проветривания в качестве резервного должен быть установлен высоконапорный вентилятор типа AL 12-750 или GAL 14-900 (в зависимости от фактического газовыделения).

2. В выработках одновременно прокладывают три трубопровода: противопожарный, дегазационный и для сжатого воздуха. Каптаж метана с небольшим расходом (до 1,5 $м^3$/мин) рационально осуществлять с помощью колпаков, подключаемых к дегазационному трубопроводу. Метан из-под колпака извлекается под собственным давлением или с разряжением до 50 мм рт. ст. Для герметизации колпаков применяется бетонная или глиняная подушка. Если в месте выделения метана имеется ряд трещин и отсутствует возможность перекрыть его колпаком, тогда отвод метана следует осуществлять через скважины, подключенные к дегазационному трубопроводу. Устье каждой скважины должно быть оборудовано герметизатором типа ГДПМ-1.

Применение комбинированной системы с отработкой лав обратным ходом с прямоточным проветриванием выемочного участка позволяет практически избавиться от притока и затопления призабойного пространства метаном, поступающим из выработанного пространства лавы. Очень важно, что на сопряжениях лавы со штреками отсутствуют скопления метана, содержание которого превышает допустимые нормы. Если на сопряжении лавы с конвейерным штреком отмечается повышенное содержание метана (больше допустимой нормы), то производится его отвод из выработанного пространства лавы средствами дегазации через надштрековую охранную конструкцию (литую полосу).

При отработке лавы обратным ходом на участках расположения нижней и верхней ниш практически устраняется газодинамическая активность. Это обусловлено тем, что концевые участки столба (по падению и восстанию) предварительно разгружены и дегазированы. Об этом свидетельствует повышенная крепость угля на краевых участках подготовленных столбов (по падению и восстанию) по отношению к средней их части, что обусловлено предварительной разгрузкой и дегазацией пласта. В природных аномальных зонах эта опасность также устраняется.

Геомеханический процесс влияния скорости подвигания лавы на состояние пласта и кровли в призабойной зоне заключается в том, что с ее увеличением возрастает по простиранию площадь опорной зоны на краевую часть угольного массива, воспринимающую переменные воздействия дополнительных напряжений. По увеличенной длине опорной зоны удельные давления (напряжения) распределяются более плавно по сравнению с малой скоростью подвигания. Кроме того, уменьшается уровень пикообразных пригрузок и удельных их давлений на краевую часть пласта. Влияние большой скорости подвигания лавы на механизм воздействия опорного давления на краевую часть массива можно уподобить накату на него массивной морской волны широкой у основания, но с меньшей высотой ее гребня. Характер эпюр распределения временного опорного давления впереди лавы наглядно показы-

вает, что при высокой скорости ее подвигания нет ярко выраженного участка или «пика» восприятий дополнительных пригрузок (см. рис.).

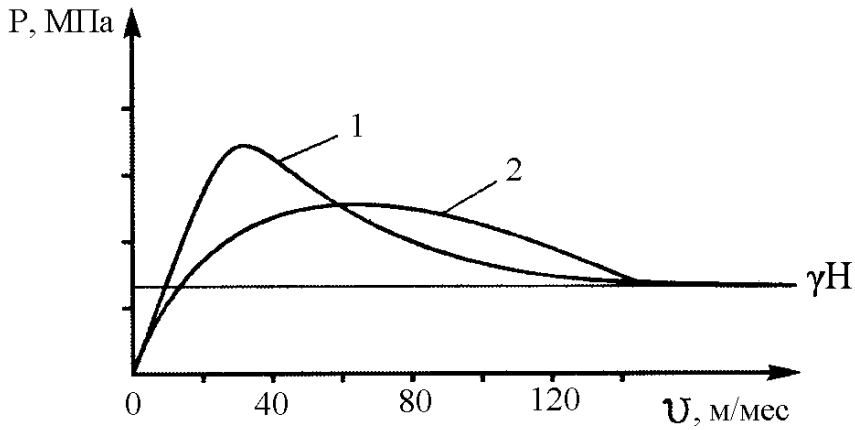


Рис. Эпюры распределения опорного давления впереди движущейся лавы при разных скоростях ее подвигания: скорость до 50-60 м/мес.; 2 – то же, до 80-100 м/мес. и более

В целом увеличение скорости подвигания лавы – это фактор уменьшения периода отрицательного влияния временного опорного давления на краевую часть угольного пласта. Увеличение скорости подвигания лавы сопровождается возрастанием длин зависающих консолей пород кровли над ее выработанным пространством. Эти консоли не оказывают существенного влияния на рост напряжений и деформаций в краевой части опережающего углепородного массива. Во-первых, современные механизированные крепи постоянного сопротивления, выполняющие одновременно и роль посадочных, обладают большим отпором на линии разлома пород кровли. Во-вторых, обламывающиеся длинные консоли, даже разделившиеся на блоки, бурно не обрушаются, а образуют многозвеньевую шарнирную систему и упорядоченно оседают на обрушенные породы непосредственной кровли. Полное оседание обломившихся консолей происходит на большом расстоянии от призабойного пространства. Поэтому при увеличении скорости подвигания обеспечивается перенос преобладающей доли отрицательного влияния основной кровли как от плоскости забоя лавы вглубь угольного массива, так и в сторону выработанного пространства. Практически происходит неуправляемый переход от вторичных посадок основной кровли к плавному опусканию без дополнительных мер по управлению горным давлением, со всеми вытекающими положительными последствиями для обеспечения устойчивости пород непосредственной кровли пласта в призабойной зоне и снижения газодинамической активности пласта.

В случае появления в призабойном пространстве суфлярных выделений метана

быстрое подвигание лавы позволяет уменьшить время их перехода и оставить места истечения суфляров в выработанном пространстве.

На основе выполненного ретроспективного анализа опыта разработки пласта d_4 можно заключить, что опытом ведения горных работ в условиях тектонически нарушенного и выбросоопасного пласта d_4 шахты «Красноармейская-Западная №1» доказана возможность обеспечения эффективной и безопасной добычи угля при отработке высоконагруженных лав обратным ходом и использовании особенностей протекания геомеханических процессов во вмещающем массиве при больших скоростях подвигания очистных забоев. Изложенные технологические и технические решения по подготовке столбов и отработке лав обратным ходом достаточно рациональны в условиях пологих пластов, как при наличии, так отсутствии реальной газодинамической активности углепородного массива.

Список литературы

1. Ильяшов М.А., Скипочка С.И., Усаченко Б.М. Свойство пород угольных формаций в процессе своего разрушения проявлять дополнительную десорбцию связанных молекул метана. Диплом №275 на открытие №А-334 от 21 июля 2004 г.

2. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. Руководство КД 12.01.01.503-2001. – Киев: Минтопэнерго Украины, 2002. – 142 с.

3. Зборщик М.П., Пилюгин В.И. Влияние техногенных зон повышенных напряжений в подрабатываемой толще на проявления горного давления при отработке пологих пластов на больших глубинах // Уголь Украины. – 2005. – №1. – С. 5-11.

УДК 622.831

© И.А. Ковалевская, В.Н. Почепов,
А.Р. Мамайкин

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ОПОР СТОЕК КРЕПИ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ

Викладено закономірності зміни горизонтальних переміщень опор стояків рамного кріплення залежно від механічних характеристик приконтурних порід пластової виробки й глибини її розташування.

Изложены закономерности изменения горизонтальных перемещений опор стоек рамной крепи в зависимости от механических характеристик приконтурных пород пластовой выработки и глубины ее расположения.

Laws of change of horizontal movings of support of racks frame support depending on mechanical characteristics aroundconture breeds layer developments and depths of its arrangement are stated.

Важным участком (с точки зрения безопасного прохода людей, движения транспортных средств и, особенно, устойчивости рамной крепи) является район опоры стоек рамы, величина сближения которых может до 60% превышать горизонтальные перемещения на других более удаленных от почвы выработки участках рамной крепи. Здесь выявлено три общие закономерности:

– несмотря на небольшой угол падения пласта (до 6°) более активный процесс сдвижения опор стоек наблюдается со стороны восстания пласта, в связи с чем более подробному описанию подвергнуто перемещение U_{17}^{x} на схеме расположения замерных точек по контуру выработки [1]:

– повсеместно наблюдается «эффект штампа», когда более жесткие и целостные (в тех вариантах расчета НДС системы, где это имеет место) первый породный слой кровли и угольный пласт под воздействием опорного давления интенсифицируют боковое перемещение почвы пласта, где и расположены опоры стоек рамы;

– из-за удаленности опор стоек рамы от второго породного слоя кровли, его механические характеристики не оказывают существенного влияния на горизонтальные перемещения опор стоек рамной крепи.

Закономерность связи перемещения U_{17}^{x} с модулями деформации первых породных слоев кровли E_1^{K} и почвы $E_1^{П}$ (с увеличением глубины разработки) приве-

дена на рис. 1. Поскольку опоры стоек рамы расположены в почве пласта, то более сильное влияние оказывает $E_1^{П}$ – до 2,01 раз в исследуемом интервале $(0{,}3...1)\cdot 10^4$ МПа изменения этого параметра. А вот параметр E_1^{K} наглядно иллюстрирует «эффект штампа», когда более жесткий первый породный слой кровли ($E_1^{K} = 1\cdot 10^4$ МПа) увеличивает горизонтальное перемещение опор стоек рамы до 23,4%.

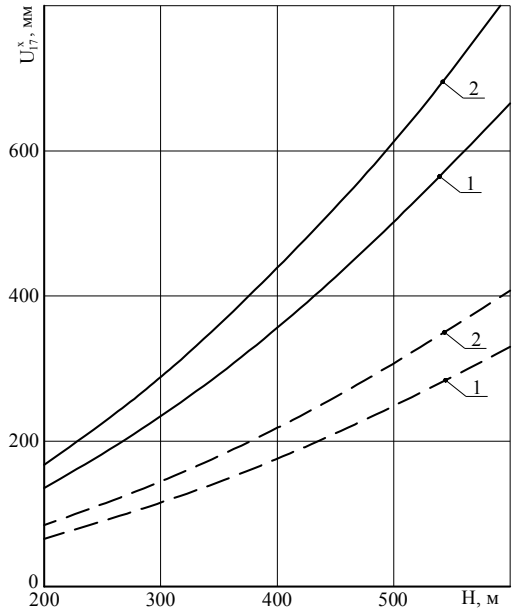


Рис. 1. Горизонтальные перемещения U_{17}^x в опоре стойки рамы в зависимости от глубины разработки H при:
—— $E_1^{П} = 0{,}3\cdot 10^4$ МПа; - - - - $E_1^{П} = 1\cdot 10^4$ МПа;
1 – $E_1^{K} = 0{,}3\cdot 10^4$ МПа; 2 – $E_1^{K} = 1\cdot 10^4$ МПа

Влияние прочностных характеристик $\sigma_{сж_1}^{K}$ и $\sigma_{сж_1}^{П}$ первых породных слоев кровли и почвы на перемещение U_{17}^x в определенной степени аналогично воздействию модулей деформации этих слоев: увеличение $\sigma_{сж_1}^{П}$ сдерживает, а рост $\sigma_{сж_1}^{K}$ интенсифицирует развитие перемещений U_{17}^x (рис. 2).

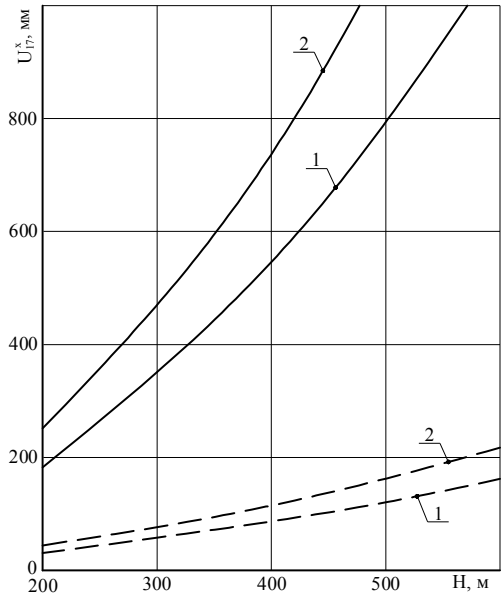


Рис. 2. Горизонтальные перемещения U_{17}^x в опоре стойки рамы в зависимости от глубины разработки H при:
—— $\sigma_{сж_1}^{П} = 5$ МПа; - - - - $\sigma_{сж_1}^{П} = 20$ МПа;
1 – $\sigma_{сж_1}^{П} = 5$ МПа; 2 – $\sigma_{сж_1}^{К} = 20$ МПа

Безусловно, наиболее значимое влияние (до 6,73 раз в диапазоне $\sigma_{сж_1}^{К,П}$ – 5…20 МПа) оказывает сопротивление сжатию первого породного слоя почвы, поскольку опоры стоек рамы располагаются именно в этом слое. В указанном диапазоне $\sigma_{сж_1}^{К}$ увеличивает перемещение U_{17}^x до 84% в зависимости от соотношения $\sigma_{сж_1}^{К} / \sigma_{сж_1}^{П}$. Установленный факт объясняется тем, что чем прочнее вышележащий первый породный слой кровли, тем меньше в нем области запредельного состояния, которые определенным образом увеличивают его деформируемость (снижается жесткость) и уменьшается «эффект штампа» по выдавливанию пород почвы в полость выработки в районе опоры стоек рамной крепи. Установленный «эффект штампа» подтверждается при анализе связи перемещений U_{17}^x с характеристиками $(\sigma_{сж_1}^{К,П})^0 / \sigma_{сж_1}^{К,П}$ и $M_1^{К,П} / E_1^{К,П}$ запредельного состояния первых породных сло-

ев кровли и почвы (рис. 3), где $(\sigma_{сж_1}^{K,П})^0$ – остаточная прочность породы кровли, почвы на сжатие (на стадии «руинного» разрушения); $M_1^{K,П}$ – модуль спада.

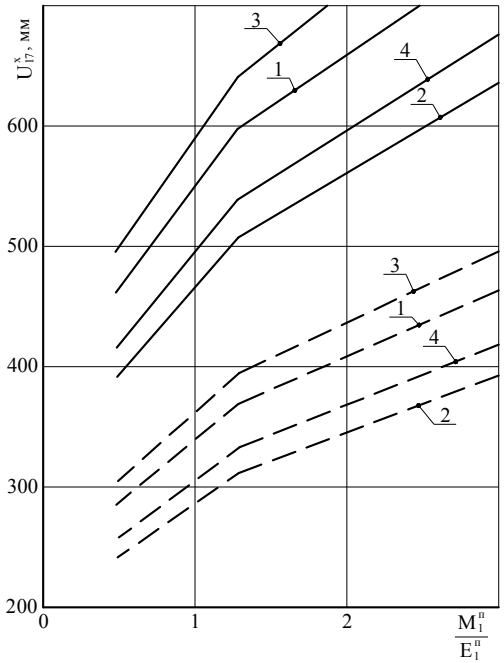


Рис. 3. Горизонтальные перемещения U_{17}^x
в опоре стойки рамы в зависимости от параметра $M_1^П / E_1^П$
первого породного слоя почвы при:

—— $(\sigma_{сж_1}^П)^0 / \sigma_{сж_1}^П = 0{,}1$; - - - $(\sigma_{сж_1}^П)^0 / \sigma_{сж_1}^П = 0{,}2$;

1 – $(\sigma_{сж_1}^K)^0 / \sigma_{сж_1}^K = 0{,}1$, $M_1^K / E_1^K = 0{,}5$;

2 – $(\sigma_{сж_1}^K)^0 / \sigma_{сж_1}^K = 0{,}1$, $M_1^K / E_1^K = 3$;

3 – $(\sigma_{сж_1}^K)^0 / \sigma_{сж_1}^K = 0{,}2$, $M_1^K / E_1^K = 0{,}5$;

4 – $(\sigma_{сж_1}^K)^0 / \sigma_{сж_1}^K = 0{,}2$, $M_1^K / E_1^K = 3$

Из графиков видно, что с уменьшением $(\sigma_{сж_1}^{К})^0 / \sigma_{сж_1}^{К}$ и увеличением $M_1^{К} / E_1^{К}$ величина перемещения U_{17}^{x} снижается. В то же время известно [2, 3], что такое изменение характеристик способствует развитию размеров зон запредельного состояния (в данном случае в первом породном слое кровли). Также известна повышенная деформируемость породы в запредельном состоянии, которая демпфирует передачу нагрузки (в зоне опорного давления) на первый породный слой почвы и перемещение U_{17}^{x} уменьшается.

Параметры запредельного состояния $(\sigma_{сж_1}^{К})^0 / \sigma_{сж_1}^{К}$ и $M_1^{К} / E_1^{К}$ первого породного слоя кровли изменяют U_{17}^{x} до 7,4 и 18,0% соответственно, а их совместное действие оценивается до 26,7%. Ввиду небольшого влияния остаточной прочности первого породного слоя кровли ($(\sigma_{сж_1}^{К})^0$ <10%) следует усреднить ее значение для углевмещающих пород Западного Донбасса и при выводе уравнения регрессии учитывать поправочным коэффициентом.

Характеристики запредельного состояния первого породного слоя почвы оказывают более значимое влияние на горизонтальные перемещения опор стоек рамы U_{17}^{x}: $(\sigma_{сж_1}^{П})^0 / \sigma_{сж_1}^{П}$ – до 62,5%, а $M_1^{П} / E_1^{П}$ – до 62,2% в исследуемом диапазоне их изменения.

По итогам проведенного анализа установлено, что при прогнозировании сближения опор стоек рамной крепи следует учитывать следующие механические характеристики первых породных слоев кровли и почвы: $\sigma_{сж_1}^{К}$, $\sigma_{сж_1}^{П}$, $E_1^{К}$, $E_1^{П}$, $(\sigma_{сж_1}^{П})^0 / \sigma_{сж_1}^{П}$, $M_1^{К} / E_1^{К}$ и $M_1^{П} / E_1^{П}$.

Для повышения устойчивости боков рамной крепи путем ограничения их сближения целесообразно применять податливые конструкции анкеров с высокой несущей способностью в разупрочненном породном массиве. Наиболее эффективные координаты установки анкеров – опора стойки рамы и конец ее прямолинейной части в районе пяты свода. Эти рекомендации отчасти схожи с работами [4, 5], но, в отличии от них, геомеханически обоснованы для слоистого неоднородного углевмещающего массива с нарушенными связями между породными слоями.

Список литературы

1. Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Мамайкин А.Р. Обоснование исходных положений вычислительных экспериментов по исследованию перемещений контура пластовой выработки / Матер. междунар. конф. «Форум гірників-2008». – Д.: РИК НГУ, 2008. – С.102-107.

2. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.

3. Курленя М.В., Миренков В.Е., Шутов А.В. Расчет напряженного состояния массива пород с использованием натурных данных о деформировании //ФТПРПИ. – 1999. – №3. – С. 27-35.

4. Ковалевская И.А., Поротников В.В., Фомичев В.В. Анализ подходов к разработке методов расчета параметров упрочнения вмещающих горную выработку слабых пород анкерами // Науковий вісник НГУ. – 2005. – №8. – С.7-8.

5. Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса. – М.: ЦНИИЭуголь, 1992. – 168 с.

УДК 622.33:338.124 © В.І. Черняк

ШЛЯХИ ФОРМУВАННЯ ПОЛІТИКИ АНТИКРИЗОВОГО МЕНЕДЖМЕНТУ ВУГЛЕДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ УКРАЇНИ В СУЧАСНИХ УМОВАХ

У статті розглядаються принципи формування антикризової політики в управлінні вугільною галуззю України, як на рівні керівництва галузі так і на рівні менеджменту окремих вугледобувних підприємств, що входять до її складу.

В статье рассматриваются принципы формирования антикризисной политики в управлении угольной промышленностью Украины как на уровне руководства отрасли, та и на уровне менеджмента отдельных угледобывающих предприятий, входящих в ее состав.

In the article principles of forming of antikrizisnoy policy are examined in a management coal industry of Ukraine as the level of guidance, brantch as the level of management of separate mining enterprises, going in its composition.

Як і економіка України в цілому, вугільна промисловість переживає стадію поглиблення негативного впливу кризових явищ світового та внутрішньодержавного плану. Зниження об'ємів ринку збуту, порушення строків розрахунків, збільшення кредиторської заборгованості, обмеженість доступу навіть до кредитних ресурсів – це тільки «надводна частина айсбергу негараздів», що характеризують нинішнє становище. А за умови, що вугледобувна галузь за всю історію існування, починаючи з радянських часів, майже ніколи не відзначалася прибутковістю своєї діяльності, запас фінансової та економічної, в цілому, стійкості багатьох її підприємств є надкритичним.

Так, за даними Мінвуглепрому України, збитки від випуску товарної продукції державними вугільними підприємствами у січні-травні 2009 р., без урахування коштів державної підтримки, склали 2680,8 млн. грн., і збільшились порівняно з відповідним періодом 2008 р. на 1047,8 млн. грн., тобто у понад 2,5 рази. Це свідчить про відсутність дієвого та ефективного організаційно-економічного механізму управління галуззю та підприємствами, що входять до її складу, в кризових умовах.

Такий механізм повинен передбачати, поперед всього, єдину органічну цілісність дійових антикризових заходів на різних рівнях його функціонування: загальнодержавному, галузевому, держпідприємства (ДП), кожної шахти і навіть, окремих їх дільниць, тощо.

На жаль, відсутність Урядової Антикризової Програми, вже на самому верхньому рівні порушує необхідну органічність. Загалом, керівництву галузі гріх нарікати на відсутність уваги до її проблем з боку владних структур. Тільки з початку нового сторіччя було прийнято численна кількість урядових документів спрямованих на стабілізацію роботи галузі, зокрема такі як:

– Програма «Українське вугілля», затверджена постановою Кабінету Міністрів України від 19 вересня 2001 р. №1205;

– Концепція розвитку вугільної промисловості, схвалена розпорядженням Кабінету Міністрів України від 7 липня 2005 р. №236;

– Указ Президента України «Про рішення Ради національної безпеки і оборони України» від 9 грудня 2005 року «Про стан енергетичної безпеки України та основні засади державної політики в сфері її забезпечення» від 27 грудня 2005 р. №1863;

– Енергетична стратегія України на період до 2030 року, схвалена розпорядженням Кабінету Міністрів України від 15 березня 2006 р. №145;

– Постанова Верховної Ради України «Розвиток вугільної галузі України та запровадження енергозберігаючої моделі економіки – шлях до набуття енергетичної незалежності» від 11 листопада 2006 р. №373-V.

– Програма діяльності Кабінету Міністрів України «Український прорив: для людей, а не політиків», затверджена постановою Кабінету Міністрів України від 16 січня 2008 р. №14.

– Постанова Кабінету Міністрів України «Про схвалення Концепції реформування вугільної галузі» від 14 травня 2008 р. N 737-р;

– Указ Президента України від 5 серпня 2008 р. № 685/2008 «Про рішення Ради національної безпеки і оборони України від 30 травня 2008 року «Про стан і перспективи розвитку вугільної промисловості та невідкладні заходи щодо підвищення безпеки праці в цій галузі».

Але судячи з «Рекомендацій щодо економічних та інституціональних реформ 2009», розроблених Аналітично-дорадчим центром Блакитної стрічки (фінансується ЄС, спів фінансується та виконується ПР ООН), основні проблеми вугільної промисловості фактично не вирішуються. Зокрема, в п. 18.1. «Підвищити енергетичну безпеку України та зробити Україну менш вразливою до цінових шоків на імпортовані енергоносії» даних Рекомендацій вказується, що одна з важливих можливостей в цьому напрямку «полягає в її покладах вугілля». Першочерговими заходами реалізації цього потенціалу держави пропонується «запровадити план реконструкції українських вугільних шахт» та «запровадити ціноутворення та ціновий контроль у вугільній промисловості у відповідності до ціноутворення на інші види енергії, адаптацію внутрішнього вугільного сектора до світового ринку вугілля». І оцінка дій органів влади у цих напрямках надається аналітиками цього центру вкрай негативна.

Однією з потенційних причин низької ефективності прийнятих владою програмних рішень є використання застарілих методів планування, побудованих на моделях класичної та неокласичної економічної науки, а саме – бюджетній (доходи-видатки) моделі та моделі міжгалузевого балансу (витрати-випуск). І хоча їх ефективність доведена часом, проте ці моделі чудово працюють в стабільних фінансово-економічних умовах. При наявності ж кризових ситуацій, що продовжуються протя-

гом тривалого часу, більш доцільним є паралельне використання моделей, що розроблено на даний час в рамках наукового напрямку «еволюційна економіка». На відмінність від кількісно-вартісного підходу класичних моделей, вони надають можливість варіювати й якісними ознаками діяльності економічних суб'єктів, таких як наприклад адаптивність, життєздатність та т.д.

Важливість регулювання цінової політики демонструє рис. 1. З графіку, який представлено на ньому витікає, що з року в рік розрив між собівартістю та ціною невпинно збільшується у бік збитковості. І якщо у 1996 році оптова ціна товарної вугільної продукції підприємств Мінвуглепрому майже на 100% покривала її собівартість, то на травень 2009 р. вона складала менше 2/3 собівартості (63,8%)

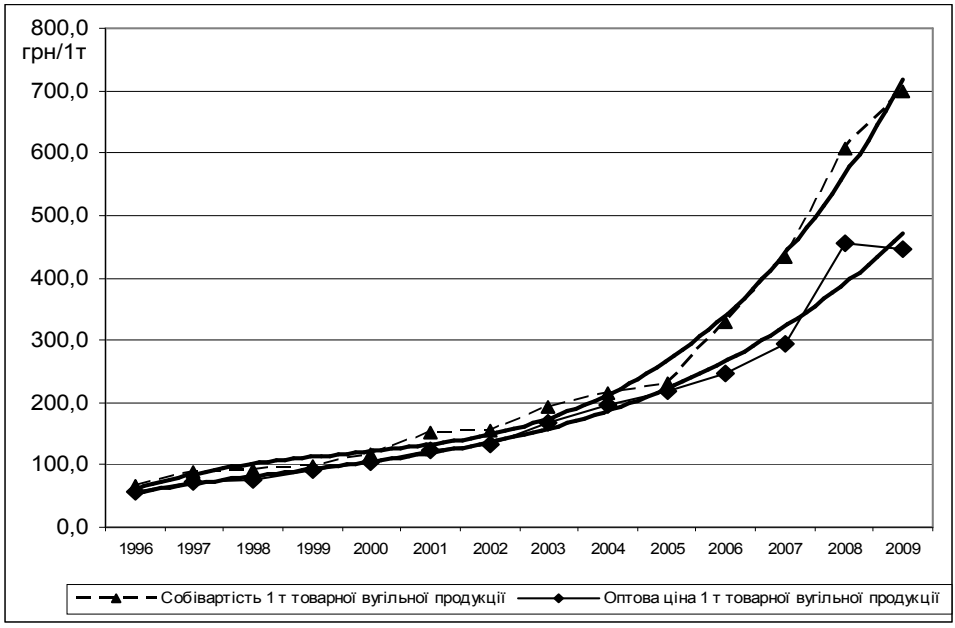


Рис. 1. Співвідношення «собівартість-ціна» товарної вугільної продукції підприємств Мінвуглепрому України

Безумовно, Урядом передбачаються певні заходи для регулювання співвідношення «ціна-собівартість» продукції галузі. Зокрема, вугледобувним підприємствам надаються кошти Державної підтримки на часткове покриття собівартості. Але, якщо проаналізувати взаємозв'язок її розміру з показником прибутковості підприємств галузі (рис. 2) можна зробити наступні висновки:

1. Розмір державної підтримки впливає тільки на загальну величину прибутковості. Але вважаючи, що річ йде про державні підприємства, то, якщо не враховувати забезпечення потреби шахт в обігових коштах, це просто перекладання з однієї

державної кишені до другої. Як видно з графіка, динаміка сум державної підтримки (лінія 1) слабо відображує лінії результативності діяльності вугледобувних підприємств галузі (лінії 2 і 3). А на інтервалах 3-5, 6-7, та 8-9 взагалі збільшення розміру державного фінансування супроводжується збільшенням збитковості.

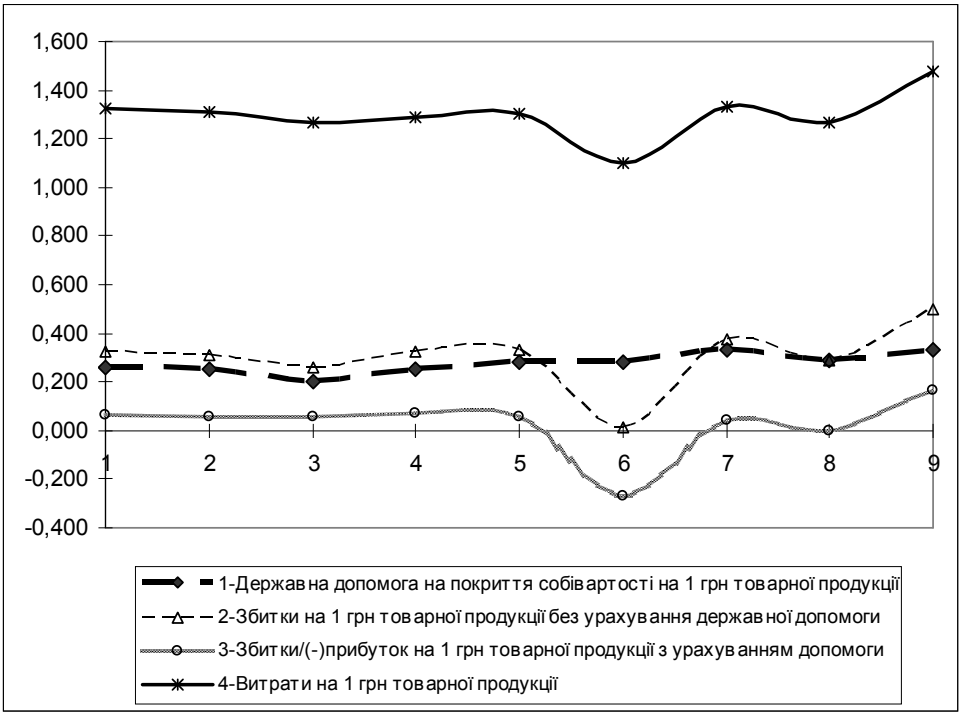


Рис. 2. Динаміка витратно-прибуткових показників підприємств Мінвуглепрому України у 2008 році

2. Динаміка витрат на виробництво товарної продукції (лінія 4) практично співпадає з динамікою результативності (лінії 2 і 3), що свідчить про високу ступінь взаємозв'язку цих показників.

Зазвичай, при аналізі причин фінансового дисбалансу керівники вугільних підприємств та галузі відмічають зовнішні фактори (за даними Мінвуглепрому):

– погіршення кон'юнктури ринку вугілля, особливо це позначилося з жовтня 2008 року під впливом світової фінансово-економічної кризи;

– неухильне зростання цін на матеріали та обладнання, збільшення тарифів на електроенергію;

– постійне зростання заробітної плати, пов'язане з підвищенням рівня мінімальної заробітної плати;

– необхідність витрат на утримання місцевих закладів соціальної сфери за відсутності їх бюджетного фінансування.

Як бачимо, керівництвом галузі та підприємств основні причини, що зумовлюють кризову ситуацію зводяться до таких, що практично не мають важелів щодо мінімізації їх впливу з боку самих підприємств.

Результати перевірки та аналізу окремих факторів використання коштів Державного бюджету України, передбачених на підтримку діяльності вугледобувних підприємств виконаних Рахунковою Палатою України та ревізійних підрозділів Міністерства Вугільної промисловості України, показали відсутність ефективного механізму заінтересованості цих підприємств в отриманні збільшених обсягів бюджетних коштів залежно від збільшення доходів від реалізації продукції та зниження витрат з її виробництва. Ще у 2001 році були встановлені факти втрат, тільки за рахунок заниження вугледобувними підприємствами відпускних цін, в обсязі близько 600 млн. грн у рік. У 2006 році, за оцінками тодішнього глави Мінвуглепрому Сергія Тулуба, майже третина річних збитків галузі, які становили 2,7 млрд. грн., була зумовлена неефективним господарюванням.

Як показує аналіз публічних джерел інформації значні втрати вугледобувні підприємства несуть за рахунок використання неефективних методів господарювання (табл.).

Таблиця

ЧИННИКИ НЕОБГРУНТОВАНИХ ВТРАТ КОШТІВ ПІДПРИЄМСТВАМИ МІНВУГЛЕПРОМУ УКРАЇНИ

№ п/п		Сума за 2006 – 1-е півріччя 2008 р., млн. грн.
1	Втрати за не плановими схемами та умовами продажу і розрахунків	185,061
2	Втрати за відсутності контролю з боку керівництва підприємства за процесом відвантаження та збагачення вугілля	130,474
3	Додаткові витрати від нецільового використання коштів державного підтримки	105,255
4	Недоотримання підприємством власних фінансових ресурсів	80,866
5	Втрати від порушення правил бухгалтерського обліку та нестачі товарної продукції і матеріальних цінностей	69,394
	УСЬОГО:	571,07

В наведеній таблиці всі зафіксовані факти порушень за актами ревізійних служб Мінвуглепрому згруповані за 5 напрямками.

1. Втрати за не плановими схемами та умовами продажу і розрахунків:

- вугільну продукцію спрямовано на збагачення в інші регіони;
- замість експортних поставок вугілля реалізовано по прямих договорах;
- відвантаження на експорт за заниженими цінами;
- продаж на внутрішньому ринку за зниженими цінами та з безпідставно збільшеними знижками по золі;
- згідно умов безпідставного договору промислові продукти залишаються у переробника;
- порушення постачальником умов договору;
- придбання обладнання, робіт та послуг без проведення тендерних торгів, без відповідних дозволів та сертифікатів, або яке вже було у використанні, не пройшло випробувань на вибухонебезпечність, не укомплектовано запасними частинами, внаслідок чого не може бути прийнято на баланс та введено в експлуатацію;
- проведення попередньої оплати за вугільну продукцію без погодження з керівництвом Мінвуглепрому та Радою ринку, або підприємствам, що мають зустрічну кредиторську заборгованість.

2. Втрати за відсутності контролю з боку керівництва підприємства за процесом відвантаження та збагачення вугілля:

- безпідставне збільшення зольності вугілля при постачанні на збагачувальні фабрики;
- розбіжності між актами виконаних робіт за якістю та розрахунковою кількістю продуктів збагачення;
- розбіжності між даними бухгалтерського обліку та маркшейдерськими замірами;
- вугільна продукція, що взята до обліку та сплачена некондиційна;
- заниження маси рядового вугілля та не відображення її в бухгалтерському обліку;
- нездійснення перерахунку вартості вугілля відповідно до його фактичної якості;
- продажі рядового вугілля без переробки;
- переробка приписаного рядового вугілля;
- до обсягу видобутку вугілля врахована порода, утворена під час ведення ремонтних робіт гірничих виробок;
- необґрунтовано списано вугілля на потреби котельні;
- безпідставне завищення кількості побутових вуглеотримувачів по вазі вугілля.

3. Додаткові витрати від нецільового використання коштів державного підтримки:

- перевитрати коштів спрямованих до Фонду оплати праці в результаті порушення правил нормування праці, не обґрунтованого включення попроцесних норм до паспортів комплексних норм виробітку та розцінки, утримання понадштатної чисельності працівників;

- кошти для сплати за електроенергію спрямовані на виплату заробітної плати;
- нецільове використання державної допомоги на закупівлі обладнання.

4. Недоотриманням підприємством власних фінансових ресурсів:

- списана дебіторська заборгованість зі строком позовної давності, що минув;
- сплачено податків за землю, яка використовуються комерційними структурами;
- сплачено за спожиту електроенергію, воду, тепло стороннім організаціям;
- перевитрати на утримання легкових автомобілів;
- не отримані грошові кошти за оренду державного майна;
- не нараховано штраф за постачання неякісного товару;
- економічні санкції податкових органів.

5. Втрати від порушення правил бухгалтерського обліку та нестачі товарної продукції і матеріальних цінностей:

- проведення капітальних та поточних ремонтів обладнання без складання дефектних актів, підтверджуючих необхідність проведення ремонтних робіт, при відсутності оформлених належним чином документів із визначенням видів робіт та обсягів цих робіт
- порушення умов обліку та утримання основних засобів;
- реалізовані зі збитком або без дефектного акта обстеження технічного стану основні засоби;
- на недіюче або те, що ремонтується обладнання нараховується знос;
- наявність виробок, які погашені і виведені із виробничого процесу, але не зняті з обліку;
- при списанні основних засобів не оприбутковано металобрухт, при реалізації металобрухту занижені ціни в порівнянні з ринковими;
- без оформлення відповідних первісних документів списані лісоматеріали та інші матеріальні цінності;
- вартість основних фондів обліковується на підзвіті звільнених матеріально-відповідальних осіб.

Окрім того, за висновками контролюючих органів, «фактично з дозволу Міністерства вугледобувні підприємства проводили закупівлю основних видів матеріалів та обладнання не у товаровиробників, а у комерційних структур-посередників без проведення тендерів, за цінами, які значно перевищували ціни виробників». В результаті цього збільшувалась фактична собівартість вугільної продукції вугледобувних підприємств, що, в подальшому, призводило до необхідності збільшення обсягів державної підтримки на покриття їх збитків. За вже вище означеними актами ревізії Мінвуглепрому, сума операцій по закупівлям обладнання за кошти державної підтримки з порушеннях умов, у 2006 – 1 півріччі 2008 р. склала 323 млн. грн. В результаті порушення умов договорів зі збагачувальними підприємствами, за цей період не отримано вугільної продукції від переробників в обсязі понад 260 тис. тон (на суму близько 100 млн. грн). І це тільки результати ревізії частини вугільних підприємств.

Тобто реальні перевитрати по галузі на сучасному етапі, при існуючому обсязі збитків, можуть сягати понад 1 млрд. грн на рік.

Це свідчить про необхідність введення більш жорсткої дисципліни щодо витрачання вугледобувними підприємствами власних на наданих ресурсів. Контроль за її дотриманням в існуючих умовах доцільно покласти на фахівців, які б працювали на підприємствах галузі, але при цьому не мали безпосереднього підпорядкування їх керівництву. І такими фахівцями можуть стати антикризові менеджери, які б мали утворювали б незалежну (на відносинах аутсорсингу), або підпорядковану Міністерству вугільної промисловості структуру. Ця команда й мала би стати виконавчим органом єдиного організаційно-економічного механізму антикризового управління галуззю.

Світова вугільна промисловість вже має позитивні зразки вирішення кризових ситуацій як на рівні «держава-галузь» (наприклад, Великобританія, Польща, Німеччина), так і на рівні окремих підприємств. В Україні також накопичено певний досвід роботи антикризових менеджерів. Тому є цілком обґрунтованим впровадження у вугільній галузі України інституту антикризових менеджерів. Для забезпечення ефективного його функціонування у державі маються відповідні учбові бази у вищих учбових закладах гірничого профілю. Необхідним є тільки відповідне урядове рішення та формування (на основі адаптації існуючого світового та вітчизняного досвіду) методологічної бази для забезпечення роботи антикризових менеджерів в умовах конкретних вугледобувних підприємств.

Таким чином, основними шляхами формування політики антикризового менеджменту вугільної галузі слід вважати:

1. Створення єдиного організаційно-економічного механізму функціонування системи антикризового менеджменту, який включає такі рівні управління як загальнодержавний, галузевий, держпідприємства (ДП), кожної шахти і окремих їх дільниць. В основу такого механізму має бути покладено модель еволюційних перетворень базової системи кількісних та якісних показників верхнього рівня, які визначатимуть участь галузі в програмі забезпечення енергетичної незалежності держави.

2. Забезпечення керівних структур галузі та її підприємств фахівцями з антикризового управління. Підготовку відповідних кадрів цілком реально здійснити на існуючих базах Національного гірничого університету (м. Дніпропетровськ та Інституту економіки промисловості НАН України (м. Донецьк).

3. Формування бази методичного забезпечення роботи підрозділів антикризового менеджменту яку складатимуть, в першу чергу:

– кейси кризових ситуацій, які вже мали місце в роботі вугледобувних підприємств з описом заходів, що було вжито та аналізом потенційних інших варіантів дій управлінського персоналу;

– типові Положення про організацію антикризової роботи на підприємствах вугільної галузі;

– відповідні програмні інструменти для оперативного аналізу і оцінювання параметрів стану підприємства, їх моделювання та прогнозування.

УДК 622.273.217.4 © А.М. Кузьменко, М.В. Петлеваный

К ВОПРОСУ ПОДБОРА СОСТАВОВ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Наведено результати дослідження впливу складових частин, які становлять суміш закладки, що твердіє, виробленого простору рудного покладу на глибоких горизонтах шахт.

Приведены результаты исследования влияния составных частей, которые составляют смесь твердеющей закладки выработанного пространства рудной залежи на глубоких горизонтах шахт.

Results of research of influence of components which make a mix of a hardening bookmark of the produced space of an ore deposit on deep horizons of mines are resulted.

В мире горнодобывающей промышленностью подземным способом добывается около 94% руд черных и 65% цветных металлов системами разработками с обрушением и открытым очистным пространством. Использование мощного самоходного оборудования и вибротехники обеспечивает этим системам высокую производительность забойного рабочего (до 70…85 т/смену). Однако высокие потери и разубоживание руд (15…25% и более) являются существенным их недостатком. Особенно это стало ощутимо при разработке рудных залежей на глубоких горизонтах со сложными горно-геологическими условиями.

При разработке месторождений железных руд чаще применяются системы с последующей твердеющей закладкой. Это объясняется большими объемами добычи железной руды. На рудниках цветной металлургии наиболее распространены варианты систем с параллельной закладкой (одновременно с очистными работами), хорошие технико-экономические показатели достигнуты при камерных системах. 'Варианты слоевых систем с твердеющей закладкой по причине малой механизации очистных и закладочных работ характеризуются более низкими показателями.

Применению твердеющей закладки способствует использование местных материалов – вяжущих добавок (цемента, шлака, золы ТЭЦ и др.) и заполнителя (тонкозернистых кварцевых песков, суглинков, хвостов обогатительных фабрик, являющихся отходами производства).

ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» разрабатывает Южно-Белозер-

ское месторождение богатых железных руд в сложных горно-геологических условиях с применением твердеющей закладки. Горно-геологические условия месторождения характеризуются исключительной сложностью, обусловленные наличием 8 водоносных пластов, залегающих над рудно-кристаллическим массивом, а также обводненностью самой рудной залежи.

В настоящее время горно-подготовительные работы ведутся на горизонте 940 м, а очистные работы уже в этаже 740-840 м. Разработка месторождения планируется до отметки 1200 м. С увеличением глубины разработки месторождения повышается интенсивность проявления горного давления.

За все время эксплуатации месторождения на комбинате в технологическом процессе применяли несколько видов закладочных смесей, например, таких как шлако-доломитная закладка (доменный граншлак, отсев доломита, цемент М-400, вода). В связи с удорожанием такого важного компонента как цемент постепенно от нее отказались, хотя иногда добавляют цемент в состав смеси для закладки днищ камер. Использование шлакопесчаной закладки (доменный граншлак, положский песок, цемент М-400, вода) привело к осыпанию ее частиц в отрабатываемую камеру второй очереди при массовой отбойке руды. Качество извлекаемой руды ухудшилось за счет ее засорения кремнеземом (SiO_2 в доменных печах снижает качество стали).

В 2001 году НИГРИ было рекомендовано применять горную породу из отвала в качестве инертного заполнителя закладочной смеси. Это позволяет утилизировать до 480 тыс. тонн в год отвальных пород. В настоящее время на комбинате применяется закладочная смесь, в состав которой входят: гранулированный шлак, отсев доломита (флюса), дробленые горные породы и вода (табл. 1).

Таблица 1

КОМПОНЕНТНЫЙ СОСТАВ ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ, ПРИМЕНЯЕМЫЙ НА ЗЖРК

Наименование компонентов	Содержание компонентов в 1 м^3 закладочной смеси, %	Прочность закладки в возрасте 1мес., МПа
Вода, л	18,1	3,48
Доменный гранулированный шлак, тонкого помола не менее 55% частиц 0,074 мм	18,1	
Доломит (флюс)	47,5	
Измельченные горные породы крупностью фракций до 20 мм	16,3	

Но в связи с постепенным удорожанием основного вяжущего компонента твердеющей закладки – доменного гранулированного шлака, остается открытым вопрос о замене, либо уменьшении количества доменного гранулированного шлака, другим более дешевым вяжущим. Возросла значительно стоимость и других компонентов

для приготовления закладки. Для этих горно-геологических условий вопрос об увеличении прочности закладочного массива, путем подбора рационального состава закладочной смеси является актуальным, как в технологической постановке, так и в природоохранной и экономической целесообразности.

Большое значение в приобретении прочностных свойств закладочного массива имеет химический состав компонентов, и условия их взаимодействия во времени. Распределение химический состав доменного гранулированного шлака и известняков Докучаевска, применяемого на ЗЖРК, приведен на рис. 1.

Подбор составов твердеющей закладки и исследования ее прочностной характеристики проводился в лаборатории закладочного комплекса комбината. Была приготовлена закладочная смесь, применяемая в настоящее время на комбинате, и ряд новых экспериментальных составов.

В качестве вяжущих компонентов закладочной смеси применялись доменный гранулированный шлак («Запорожсталь»), известняк флюсовый обычный и доломитизированный, доломит флюсовый (все «Докучаевский флюсо-доломитный комбинат»), а также известняк флюсовый (Балаклавское рудоуправление). Тонкость помола всех вяжущих была не менее 55% частиц крупностью 0,074 мм. Инертными заполнителями являлись измельченная горная порода отвала крупностью до 20 мм и доломитный отсев.

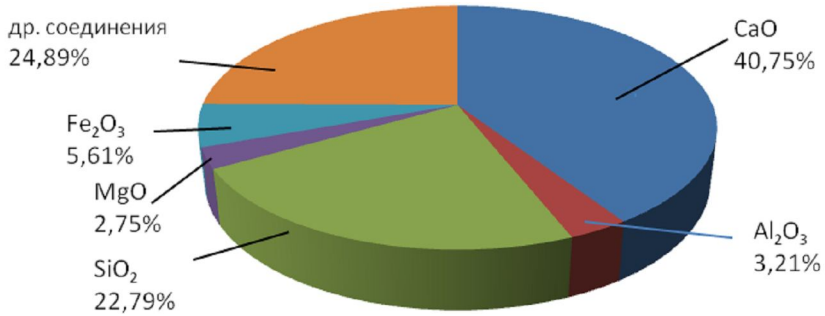


Рис. 1. Диаграмма распределения химического состава доменного гранулированного шлака и известняков

Материалы, составляющие закладочную смесь, засыпались в емкость и перемешивались с добавлением воды. При ее приготовлении использовались большие и малые весы, вибростол для рассеивания горной породы по фракциям, лабораторная шаровая мельница и печь для осушения материалов. Приготовленные закладочные смеси исследовались на подвижность и предельное напряжение сдвига с помощью конуса СтройЦНИЛА и прибора Штернбека, соответственно. Осадка конуса должна находиться в пределах 10-12 см, напряжение сдвига не более 20 кгс/см^2.Соблюдение этих параметров обеспечит нормальный режим транспортирования. После чего производилась заливка смесей по формам и испытание образцов закладки на одно-

осное сжатие через 30 дней. Образцы твердеющей закладки, для имитации шахтной среды, хранились во влажных опилках,

Результаты измерения параметров смесей находятся в следующих пределах: подвижность 9,5…11,5 см, предельное напряжение сдвига 7,3…23,3 кгс/см^2. Количество воды для этих показателей является определяющим фактором. Испытание образцов закладки показали, что наибольшей прочностью в пределах 3,0…4,5 МПа (в зависимости от соотношения компонентов) обладает закладочная смесь состава: шлак – молотый флюсовый доломит – измельченная горная порода – доломитный отсев. Закладочные смеси с применением портландцемента в качестве вяжущего имеет прочность 6…8 МПа. Но последняя смесь экономически невыгодна. Ее себестоимость 1 м^3 закладки на 40…50% больше закладочной смеси, применяемой в технологическом процессе комбината. Закладочные смеси с использованием сухой золы и золошлака имеют очень низкую прочность в пределах 0,2-1,0 МПа. Причиной тому является наличие в этих материалах большого количества кремнезема (SiO_2). Частицы SiO_2 негативно влияют на процесс связывания компонентов закладки, а, следовательно, и на ее прочность. Прочность закладочной смеси, применяемой на ЗЖРК, составила 3,48 МПа.

Результаты прочностных характеристик экспериментальных составов закладочных смесей можно вывести закономерности, представленные на рис. 2 и 3.

Прочность закладки возрастает при увеличении доли кальция в закладочной смеси и снижается в обратной зависимости при увеличении содержания магния.

Соединение MgO является нежелательным компонентом в составе закладки, поэтому его количество необходимо уменьшать искусственно или применять материалы с минимальным содержанием этого компонента. На основании установленных зависимостей лучше всего использовать марку известняка – доломит флюсовый для приготовления состава закладочной смеси. В химическом составе доломита содержится большее количество CaO и меньшее количество вредного компонента MgO, чем в других видах известняка.

Соотношение CaO и MgO в составе закладочной смеси является одним из факторов, влияющим на прочность закладочного массива. Учитывая все эти особенности, был подобран состав закладочной смеси, удовлетворяющий технологическим, экономическим требованиям. Рекомендованный состав закладочной смеси приведен в табл. 2.

Исследованиями состава смеси твердеющей закладки установлено, что вяжущие свойства молотого доломита влияют на прочность закладочного массива. Это позволяет уменьшить расход дорогостоящего гранулированного шлака с 400 до 300 кг.

При сравнении прочности закладочной смеси, применяемой на ЗЖРК, с рекомендованной смесью отмечено увеличение прочности закладочного массива на 28% и уменьшение стоимости 1 м^3 закладки по материалам на 13,4%.

Данное направление совершенствования состава закладочной смеси требует более детального изучения поведения монолитного закладочного массива этого состава в подземных условиях.



Рис. 2. Зависимость прочности закладки от содержания активизатора CaO в различных марках известняка

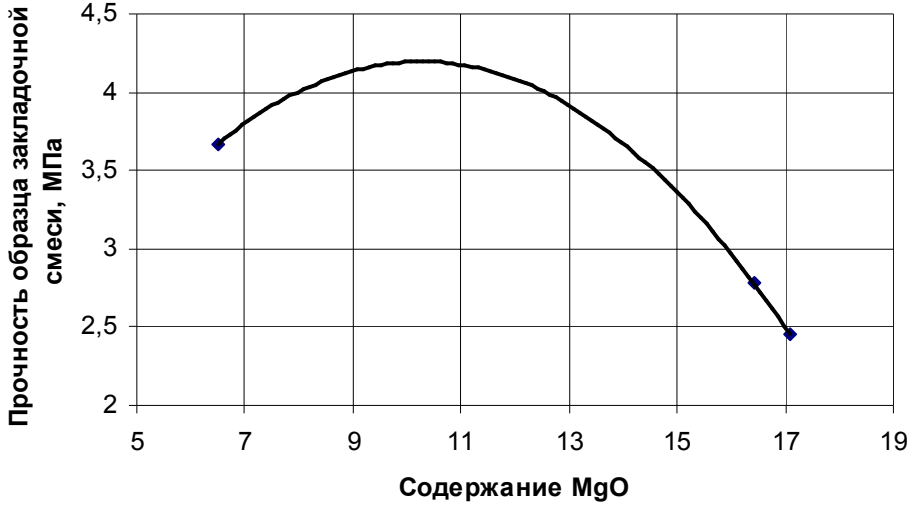


Рис. 3. Зависимость прочности закладки от содержания MgO в различных марках известняка

Таблица 2

РЕКОМЕНДУЕМЫЙ КОМПОНЕНТНЫЙ СОСТАВ
ЗАКЛАДОЧНОЙ СМЕСИ ДЛЯ ЗАО «ЗЖРК»

Наименование компонентов	Содержание компонентов в 1 м^3 закладки, %	Прочность закладки в возрасте 1 мес., МПа
Доменный гранулированный шлак, тонк. пом. не менее 55% част. 0,074мм	14	4,46
Молотый доломитный отсев, тонк. пом. не менее 55% част. 0,074мм	9,4	
Доломитный отсев	40,2	
Измельченные горные породы крупностью фракций до 20 мм	17,7	
Вода, л	18,7	

Выводы

1. Количество CaO и MgO в составе закладочной смеси является одним из главных факторов, влияющим на прочностные свойства закладки. Варьируя этими показателями можно получить состав закладочной смеси нормативной прочности.

2. Для закладочных работ наиболее предпочтительным видом известняка является доломит флюсовый. В составе доломита содержится большее количество CaO и меньшее количество вредного компонента MgO, чем в других видах известняка.

3. Молотый доломит проявляет вяжущие свойства,что дает возможность заменить часть дорогостоящего доменного гранулированного шлака с 400 до 300 кг.

Список литературы

1. Типовая технологическая инструкция производства закладочных работ на горнорудных предприятиях Украины. – Кривой Рог, 1994. – 62 с.

2. Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. – М.: Недра,1984. – 224 с.

3. Алдамбергенов У.А., Прокушев Г.А., Осипова Т.А. и др. Формирование параметров закладочного массива.– Алма-Ата: Наука, 1984. – 192 с.

УДК 622.48

© С.С. Гребенкин, В.И. Зензеров,
А.С. Гребенкина, И.В. Шипунова

ВЫБОР МЕТОДИКИ И РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ И НАПРАВЛЕННОСТИ ПЕРЕДВИЖЕНИЯ СЕКЦИЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ НА НАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

Розроблена методика розрахунку стійкості і спрямованості пересування секцій механізованого кріплення на похилих вугільних пластах.

Разработана методика расчета устойчивости и направленности передвижения секций механизированной крепи на наклонных угольных пластах.

The method of calculation of stability and orientation of movement of sections of mechanized timbers is developed on sloping mining stratums.

Состояние вопроса. Практикой ведения очистных работ доказано, что при работе механизированных крепей в лавах с углом падения пласта свыше 15° значительная часть отказов возникает вследствие низкой эффективности средств обеспечения устойчивости их секций. Под статической устойчивостью и устойчивостью секций крепи в процессе их передвижения в данной работе понимается их способность сохранять под действием внешних силовых факторов и активных средств удержания такое пространственное положение, при котором возможна нормальная эксплуатация секций в комплекте механизированной крепи. Проверка устойчивости к опрокидыванию заключается в определении соотношения восстанавливающего и опрокидывающего моментов сил относительно оси, проходящей внутри контура основания секции (при боковых породах с f = 3,5-4 по шкале проф. Протодъяконова М.М.), а в пределе – через крайнюю точку контура (при боковых породах с f до 7-8) и сравнении этого соотношения с допустимым. Опрокидывание – поворот секции крепи вокруг оси, проходящей через основание, причем положение ее зависит от физико-механических свойств почвы.

Цель работы. Авторами предлагается методика аналитической оценки устойчивости и обеспечения направленности передвижения секций механизированной крепи на наклонных пластах, суть которой сводится к следующему.

Содержание и результаты работы. На пространственное положение секции и скорость ее передвижения оказывают влияние большое количество факторов, основ-

ными из которых являются: наклонные составляющие веса секции крепи, положение центра ее тяжести, составляющие тягового усилия гидродомкрата, активный удерживающий момент, создаваемый системой устойчивости, величина подпорного усилия при передвижении с подпором, усилия взаимодействия в межсекционных связях балок и оснований, пригрузка пород кровли на перекрытие секции, вдавливание основания в почву пласта и др. Определим запас устойчивости секций крепи в процессе однократного передвижения. Расчетная схема системы устойчивости крепи приведена на рис. 1.

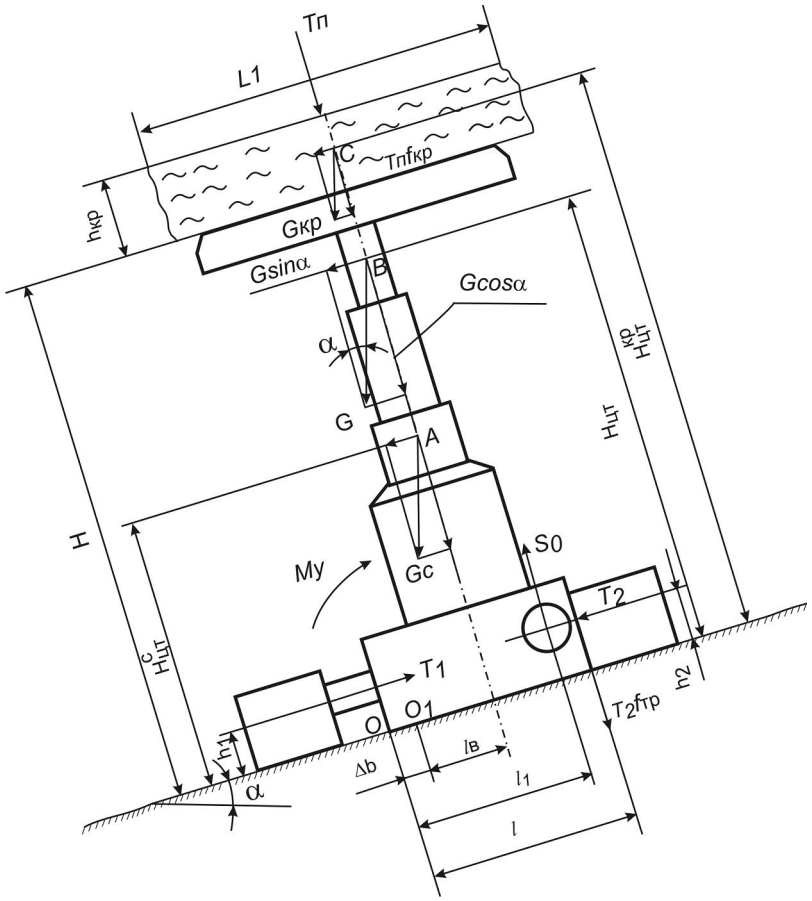


Рис. 1. Расчетная схема к определению боковой устойчивости секции механизированной крепи

Момент, удерживающий секцию крепи от опрокидывания, равен:

$$\sum M_{уд} = M_G^{уд} + M_{подп.}^{уд} + M_{взаим.}^{уд} + M_{акт.}^{уд}, \quad (1)$$

где $M_G^{уд}$ – удерживающий момент от составляющей веса секции крепи;

$M_{подп.}^{уд}$ – удерживающий момент от подпорного усилия;

$M_{взаим.}^{уд}$ – момент от взаимодействия в межсекционных связях;

$M_{акт.}^{уд}$ – активный удерживающий момент, создаваемый механизмом устойчивости.

Момент, опрокидывающий секцию крепи, складывается из моментов от составляющих веса $M_G^{опр}$ и тягового усилия гидродомкрата передвижения $M_{гд}^{опр}$:

$$\sum M_{опр} = M_G^{опр} + M_{гд}^{опр}. \quad (2)$$

Моменты от составляющих веса крепи равны:

$$\begin{aligned} M_G^{уд} &= G l_B \cos\alpha \\ M_G^{опр} &= G H_m \sin\alpha \end{aligned} \quad (3)$$

где G – вес секции крепи с пригрузкой;

α – угол падения пласта;

l_B – плечо восстанавливающего момента, с учетом ширины основания, равной l и смятия пород почвы под нижним (со стороны падения пласта) ребром основания на величину Δb (в расчетах принимается равной 0,05 м) равно:

$$l_B = \frac{l}{2} - \Delta b, \quad (4)$$

$H_{цт}$ – высота центра тяжести системы «секция крепь-кровля»; при слабых кровлях рассчитывается с учетом массы отслоившейся породы высотой $h_{кр} = 0{,}5 \div 0{,}7$:

$$H_{цт} = \frac{G_c H_{цт}^c + G_{кр} H_{цт}^{кр}}{G}, \quad (5)$$

где G_c – вес секции крепи;

$H_{цт}^c$ – высота центра тяжести секции;

$G_{кр}$ – вес отслоившейся породы кровли плотностью γ равен:

$$G_{кр} = h_{кр} L_1 L_2 \gamma \,, \tag{6}$$

где L_1 – шаг установки секций крепи;

L_2 – ширина поддерживаемого крепью призабойного пространства;

$H_{цт}^{кр}$ – высота центра тяжести отслоившейся кровли, находящейся на перекрытии секции высотой H:

$$H_{цт}^{кр} = H + \frac{h_{кр}}{2}. \tag{7}$$

Отметим, что передвижение секций крепи с подпором, способствует повышению устойчивости секций на наклонных пластах. Удерживающий момент от подпорного усилия T_n равен:

$$M_{подп.}^{уд} = T_n (l_b + f_{кр} H) \,, \tag{8}$$

где $f_{кр}$ – коэффициент трения перекрытия о кровлю.

Максимальная величина усилия подпора кровли определяется из условия обеспечения движения секции крепи усилием, развиваемым гидродомкратом передвижения. Горизонтальная составляющая тягового усилия гидродомкрата S_r, равная силам сопротивления передвижению секции крепи, определяется из выражения:

$$S_r = G\cos\alpha f_n + T_n f_n + T_n f_{kp} + (T_1 + T_2) f_{tp} + R_y f_{tp} + S_b f_n \,, \tag{9}$$

где f_n, f_{kp}, f_{tp} – соответственно, коэффициенты трения основания о почву, перекрытия о кровлю пласта и коэффициент трения в межсекционных связях;

T_1, T_2 – усилия взаимодействия секции с элементами крепи. Количественная оценка усилий T_1 и T_2 производится согласно формул (19) и (23);

R_y – реакция опоры рычага механизма устойчивости;

$S_в$ – вертикальная составляющая тягового усилия гидродомкрата.

Авторами получены выражения для составляющих S_r, $S_в$ и тягового усилия гидродомкрата Q в зависимости от конструктивных параметров и величины рассогласования в уровнях основания секции крепи и конвейера. Учитывая, что тяговое усилие гидродомкрата не может быть более максимальной величины усилия пере-

движения, заложенного в конструкцию, находим максимальную величину усилия подпора кровли:

$$T_n max = \frac{\pi / 4\left[P_2(D_b^2 - d^2) - P_3 D_b^2\right]\eta(\cos\beta_ц - f_ц sin\beta_ц)}{cos(\beta_ц - \gamma_д)(f_n + f_{kp})} - \frac{\left[Gcos\alpha\ f_n + (T_1 + T_2 + R_y) f_{tp}\right]\cos(\beta_ц - \gamma_д)}{(f_n + f_{kp})}, \quad (10)$$

где P_2 и P_3 – соответственно давления рабочей жидкости в штоковой и поршневой полостях гидродомкрата;

D_b и d – соответственно внутренний диаметр цилиндра и диаметр штока гидродомкрата;

η – объемный КПД (при уплотнениях резиновыми манжетами $\eta = 1$);

$\beta_ц$ – угол отклонения цепи от горизонтальной оси в вертикальной плоскости;

$\gamma_д$ – угол отклонения оси гидродомкрата от оси отверстия для установки в вертикальной плоскости.

Опрокидывающий момент от вертикальной составляющей тягового усилия гидродомкрата равен:

$$M_{гд}^{опр} = S_b(l_1 - \Delta b), \quad (11)$$

где l_1 – расстояние от оси гидродомкрата до нижнего по падению пласта ребра основания.

Вертикальная составляющая тягового усилия гидродомкрата S_B равна:

$$S_B = S_r t_d\ arcsin\ \frac{a}{l_{цепи}}, \quad (12)$$

где a – рассогласование по уровням между осью гидродомкрата и осью крепления цепи на кронштейне конвейера;

$l_{цепи}$ – длина цепи, соединяющей секцию крепи с конвейером.

Удерживающий момент, возникающий при взаимодействии секции с элементами конструкции комплекса:

$$M_{взаим}^{уд} = T_1 h_1 + T_2 f_{tp}(l - \Delta b), \quad (13)$$

где h_1 – плечо силы T_1.

Усилие сжатия боковой рессоры T_1 и усилие T_2, действующее на основание секции крепи от балки, определим с учетом сползания конвейера при работе механи-

зированных крепей на наклонных пластах. Расчетная схема приведена на рис. 2. При сползании конвейера по падению пласта происходит разворот направляющих балок вокруг точки Q_1. Условие удержания конвейера имеет вид:

$$(G_{кон} sin\,\alpha - G_{кон} cos\,\alpha f_n) l_Q \le R_A l_A + R_B l_B \ , \tag{14}$$

где $G_{кон}$ – масса конвейера и направляющих балок, приходящаяся на одну боковую рессору;

l_Q – расстояние от центра тяжести выдвигаемого оборудования до точки разворота;

R_A, R_B – реакции рессоры в точках контакта с основанием секции крепи;

l_A, l_B – плечи реакций.

Реакции рессоры R_A и R_B прямо пропорциональны плечам l_A и l_B:

$$\frac{R_A}{R_B} = \frac{l_A}{l_B}, \tag{15}$$

откуда:

$$R_B = R_A \frac{l_A}{l_B} \ . \tag{16}$$

Из формулы (14) с учетом (16) реакция в точке A равна:

$$R_A = \frac{G_{кон}(sin\,\alpha - cos\,\alpha f_n) l_Q l_A}{l_A^2 + l_B^2}. \tag{17}$$

Реакция в точке B:

$$R_B = \frac{G_{кон}(sin\,\alpha - cos\,\alpha f_n) l_Q l_B}{l_A^2 + l_B^2}. \tag{18}$$

Равнодействующая реакция R_A и R_B:

$$T_1 = R_A + R_B = \frac{G(sin\,\alpha - cos\,\alpha f_n) l_Q (l_A + l_B)}{l_A^2 + l_B^2}. \tag{19}$$

Плечо приложения силы сжатия боковой рессоры:

$$l_{T_1} = \frac{l_A^2 + l_B^2}{l_A + l_B}. \tag{20}$$

Направляющая балка, расположенная между секциями крепи, закреплена к конвейеру с помощью пакета рессор. Усилие сжатия рессор P_p. Сумма моментов сил, действующих на балку относительно точки O_2:

$$\sum M_{O_2} = 0; \qquad P_p 0{,}5 l_Б - R_{T_1} L_R + R_{T_2} L_Б = 0, \tag{21}$$

где $l_Б$ и $L_Б$ – соответственно ширина и длина направляющей балки;

L_R – плечо реакции силы T_1 относительно точки O_2.

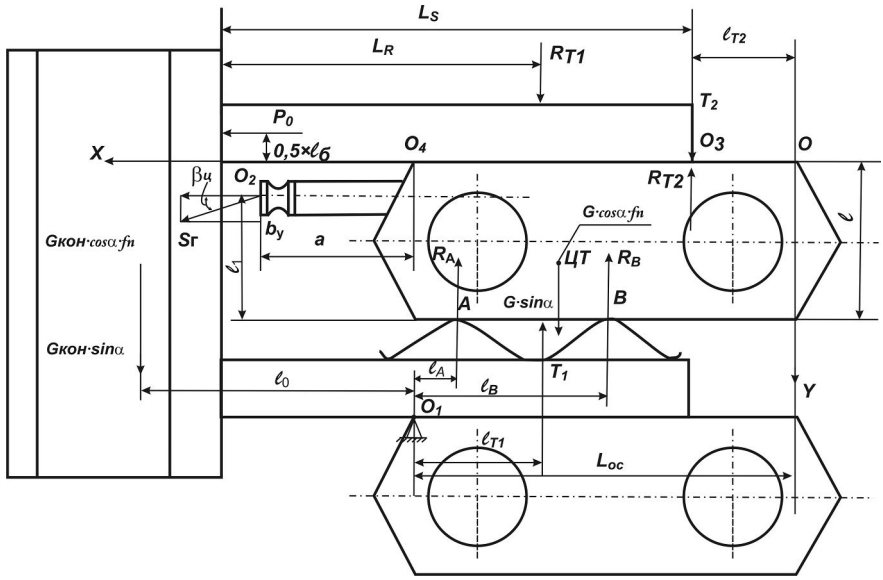


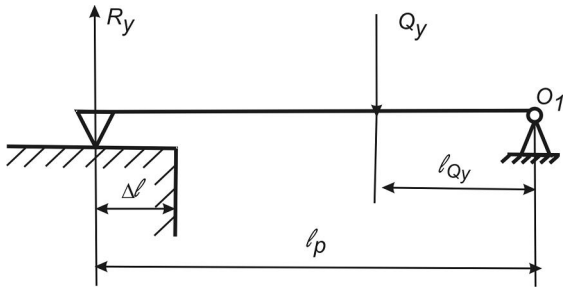
Рис. 2. Расчетная схема определения устойчивости секций крепи к сползанию и развороту их по падению пласта

Усилие, действующее на основание секции крепи от балки:

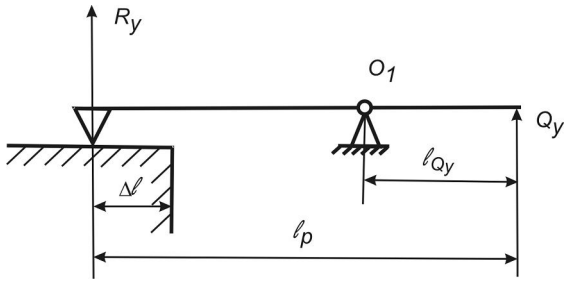
$$T_2 = \frac{T_1 L_R - P_P \cdot 0{,}5 l_b}{L_b}. \tag{22}$$

С учетом формулы (19) получаем:

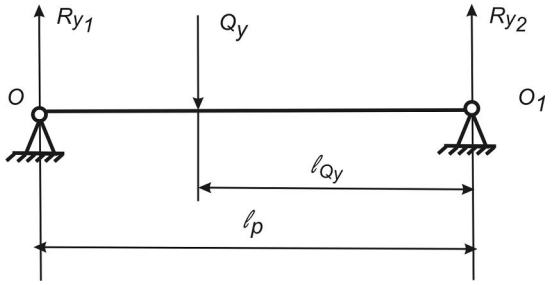
$$T_2 = G(\sin\alpha - \cos\alpha f_n)\frac{l_Q L_R (l_A + l_B)}{L_b (l_A^2 + l_B^2)} - 0{,}5 P_P \frac{l_b}{L_b}. \tag{23}$$



а) Механизм устойчивости секции закреплен на буфере стойки



б) Механизм устойчивости закреплен на основании секции



в) Механизм устойчивости секции крепи типа ДУ

Рис. 3. Варианты схем механизмов устойчивости

Активный удерживающий момент $M_{акт}^{уд}$ рассчитывается для конкретного конструктивного исполнения механизма устойчивости. Анализ существующих средств обеспечения боковой устойчивости секций крепи на наклонных пластах позволяет выделить перспективные и широко применяемые конструкции механизмов устойчивости. Ниже приведена предложенная автором методика расчета активного удерживающего момента для этих конструкций.

Схема механизма устойчивости, состоящего из гидропатрона и рычага, шарнирно закрепленного на буфере стойки, приведена на рис. 3 а.

Реакция R_y в точке опоры рычага механизма устойчивости равна:

$$\Sigma M_{O_1}=0; \quad \begin{matrix} R_y l_P - Q_y l_Q = 0 \\ R_y = Q_y \dfrac{l_Q}{l_P} = Q_y K_c \end{matrix}, \tag{24}$$

где Q_y – усилие, развиваемое гидропатроном механизма устойчивости;

l_Q – расстояние от оси крепления рычага до оси гидропатрона;

l_P – длина рычага;

K_c – коэффициент, учитывающий связь между усилием в гидропатроне и реакцией в точке опоры рычага.

Удерживающий момент при опоре рычага на направляющую балку:

$$M_{акт}^{уд} = R_y l_y = Q_y \frac{l_Q}{l_p}(L_1 - l - l_b + \Delta l + \Delta b), \tag{25}$$

где Δl – расстояние от края балки до точки опоры рычага.

Удерживающий момент при опоре рычага на основание соседней секции:

$$M_{акт}^{уд} = R_y L_1 = Q_y \frac{l_Q}{l_p} L_1 , \tag{26}$$

Для конструкции механизма устойчивости с рычагом, шарнирно закрепленном на основании секции (рис. 3 б), удерживающий момент равен:

$$M_{акт}^{уд} = Q_y \frac{l_Q}{l_p - l_Q}(L_1 - l - l_b + \Delta l + \Delta b), \tag{27}$$

В механизме устойчивости типа ДУ (рис. 3 в) удерживающий момент рассчитывается по формулам:

$$\sum M_{O_1} = 0; \quad \begin{matrix} R_{y_1} l_p - Q_y l_Q = 0, \\ R_{y_1} = Q_y \dfrac{l_Q}{l_p} \end{matrix} .$$

$$\sum M_O = 0; \quad \begin{matrix} R_{y_2} l_p - (l_p - l_Q) Q_y = 0, \\ R_{y_2} = Q_y \dfrac{l_p - l_Q}{l_p} \end{matrix} .$$

$$M_{акт}^{уд} = R_{y_1} l_{y_1} + R_{y_2} l_{y_2} = Q_y \frac{l_Q}{l_p} \left(\frac{L_1 - l_p - l}{2} + l - \Delta b\right) +,$$

$$+ Q_y \frac{l_p - l_Q}{l_p} \left(\frac{L_1 - l_p - l}{2} + \Delta b\right) = Q_y \frac{(l - 2\Delta b)(2l_Q - l_p) + l_p (L_1 - l_p)}{2 l_p} \qquad (28)$$

Запас устойчивости секции крепи в процессе однократного перемещения равен отношению моментов удерживающего $\sum M_{уд}$ и опрокидывающего $\sum M_{опр}$ секцию. С учетом формул (1), (2), (3), (8), (11) и (13) получим выражение для запаса устойчивости:

$$n = \frac{G l_b \cos\alpha + T_n (l_b + f_{kp} H) + T_1 h_1 + T_2 f_{TP} (l - \Delta b) + Q_y l_y K_c}{G H_{цТ} \sin\alpha + S_r (l_l - \Delta b) t \arcsin \dfrac{a}{l_{цепи}}} , \qquad (29)$$

В формуле (29) коэффициент K_c и плечо l_y удерживающего момента относительно точки опрокидывания секции крепи рассчитывается для конкретного механизма устойчивости. На основании выражения (29) для конкретных условий эксплуатации и конструктивных параметров секции крепи, а также для обеспечения заданной величины запаса устойчивости, можно определить требуемое значение усилия, развиваемого гидропатроном механизма устойчивости.

Выводы. Исследования кинематики передвижения секций крепи на наклонных пластах позволяют получить требования к гидроприводу при выполнении операций технологического цикла. Дальнейшие исследования динамики работы гидросистемы механизированной крепи позволят определить закономерности изменения состояния гидросистемы и переходных процессов, протекающих в ней. Эти исследования обоснуют параметры системы устойчивости, обеспечивающей удержание и корректировку положения секции крепи в плоскости наклонного пласта.

Список литературы

1. РТМ 12.44.005-76 Крепи механизированные. Расчет устойчивости. – М.: Гипроуглемаш, 1976.

2. Гребенкин С.С. Методика выбора и расчета рациональных параметров кинематических систем механизированных крепей для тонких крутых пластов. – Люберцы: Минуглепом СССР, 1990.

3. Математическое моделирование и расчет параметров систем угольных шахт и забойного оборудования: [моногр.] / [Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Агафонов А.В., Косарев В.В., Радченко В.В., Рябичев В.Д., Глебов В.П., Зензеров В.И., Егурнов А.И.]; под общей редакцией Гребенкина С.С. и Косарева В.В. – Донецк: «ВИК», 2007. – 263 с.

4. Основы создания и эффективной эксплуатации систем жизнеобеспечения очистного оборудования для угольных шахт: [моногр.] / [С.С. Гребёнкин, В.В. Косарев, С.Е. Топчий, Н.И. Стадник, В.И. Зензеров, В.В. Стеблин, Б.А. Перепелица, В.Н. Поповский]; под общей редакцией Гребенкина С.С. и Косарева В.В. – Донецк: «ВИК», 2009. – 372 с.

© А. Стопкович

ВОЗМОЖНОСТИ ОЦЕНКИ РИСКА ВОЗНИКНОВЕНИЯ ОБРУШЕНИЯ КРОВЛИ В ШАХТАХ

У роботі представлені можливість і методика якісної оцінки ризику виникнення обвалення покрівлі, що дає можливість систематично розпізнати й охарактеризувати ризик, пов'язаний з обваленням покрівлі, а також ідентифікувати й визначити можливість загрози.

В работе представлена возможность и методика качественной оценки риска возникновения обрушения кровли, что дает возможность систематически распознать и охарактеризовать риск, связанный с обрушением кровли, а также идентифицировать и определить возможность угрозы.

Possibility and method of high-quality estimation of risk of origin of bringing down of roof is in-process presented, that enables systematic to recognize and describe a risk, related to bringing down of roof, and also to identify and define possibility of threat.

1 Введение

Риск свойственен любой деятельности человека и связан с необходимостью принятия решений касающихся будущего в условиях неопределенности. Риск и неопределенность это понятия, связанные друг с другом, а даже, иногда, они считаются тождественными (Kaczmarek T., 2005). Многие исследователи ассоциируют неопределенность со случайностью, отказом, а их источники видят в сложности и непостоянности явлений. Другие, как напр. (F.H. Knight, 1985) определяют неопределенность как неизмеримое значение, зато риск признают неопределенностью измеримой. На сегодняшний день существует много различных определений риска в зависимости от отрасли, в которой оно применяется. Это вызывает отсутствие однозначного, объективного и строго очерченного определения риска. Это связано, в большой мере, с огромным интересом к риску среди ученых из разных отраслей. (Kaczmarczyk, 2005) констатирует даже, что *«в глобальной мировой экономике риск стал одной из важнейших категорий»*.

В соотнесении с горным делом, риск стал раньше всех предметом исследований, в связи с ведением инвестиции, а также фиксирования цен сырья на международных рынках. Высокий уровень риска в горном деле связан с происхождением производительного процесса в непостоянных горно-геологических условиях. В настоящей ста-

тье рассматривается проблематика возможности оценки риска возникновения обрушения кровли в шахтах. Обрушения кровли, имеющие значительные последствия, тесно связаны с геологией, свойствами кровли, особенно непосредственной кровли, методами эксплуатации, а также с методами состава и контроля кровли. Обвалы тяжело предсказать из-за неопределенности появляющейся вместе со значительным количеством факторов, способствующих появлению этих явлений.

В настоящее время нет однозначных объяснений явлений связанных с гравитационным перемещением скал в выработке. Согласно Словарю Горного дела, автором которого является S. Gisman (1949) обвал это обваливание слоя земного покрова по отношению к первичному положению при невыбранном пласте. В Горном Лексиконе же (1989), обвал определяется как падение кровельных скал в выработку, не вызывающее, однако, ее непроходимости. Под понятием кровельный обвал подразумеваются мелкие фрагменты рейки и фрагменты скалы отпадающие от кровли.

Для настоящей работы были использованы дефиниции представленные исследователями Билиньским, Костыкой, Багинским (Biliński, Kostyk, Bagiński (1993, Годовой отчет 1992-2004), которые явления связанные с гравитационным перемещением скал разделяют на завалы и обвалы. Завал, в смысле шахтерской угрозы или катастрофы имеет место тогда, когда выработка становится непроходимой и невозможным является выполнение ее функций. Добавочно, Высшее Горное Учреждение (Wyższy Urząd Górniczy (WUG) к этому объяснению присоединяет параметр времени. ВГУ утверждает, что завал в выработке это *«непреднамеренное, гравитационное перемещение в нее скальных масс или ископаемого из кровли или откоса, в степени, создающей невозможность вернуть первичную функцию выработки во время, не дольше восьми часов»*. Случай, похожий завалу с соответственно меньшей интенсивностью называется обвалом. Эти явления входят в состав угроз, связанных с гравитационным отпаданием скал. При этом, отпадание скал в выработку происходит гравитационно, в отличие от их динамического перемещения в случае горного удара.

2 Несчастные случаи в подземном горном деле, вызванные гравитационным перемещением скал в выработке

Явления, связанные с гравитационным перемещением кровельных скал и скал из откоса принадлежат в настоящее время к одной из самых больших угроз в подземном горном деле.

В подземных шахтах каменного угля ежегодно фиксируется свыше 400 несчастных случаев возникших из-за обвала скал из кровли, а очередные 100, это несчастные случаи, возникшие в итоге обрыва скал из откоса (Mark et al., 2009). Кроме этого, ежегодно сообщается свыше 1.500 обвалов скал в действующих частях шахт, которые не повлекли за собой несчастных случаев.

В Польше, в шахтах каменного угля в годах 1998-2007 зафиксированы, как итог натуральных угроз, 6 903 несчастных случая и 87 смертельных исходов, в том 6 582 несчастных случая и 45 смертельных исходов имело место как результат гравитационного перемещения скал (Отчет..., 2008). Таким образом, в среднем, ежегодно фиксируются 658 несчастных случаев как итог этой угрозы. Это больше, чем количество

несчастных случаев, фиксированное в горном деле каменного угля в США. Внимание заслуживает факт, что в шахтах каменного угля в США фиксировалось меньше количество несчастных случаев, несмотря на то, что там применяется преимущественно камерная система эксплуатации, которому свойственно значительное и долговременное обнажение кровли. В этих шахтах всеобще применяется анкерная крепь. Все это является поводом роста угрозы обвала кровли. В польском горном деле доминируют лавовые системы, которым характерно маленькое количество подготовительных работ, а также легкое управление кровлей (Piechota, 2003).

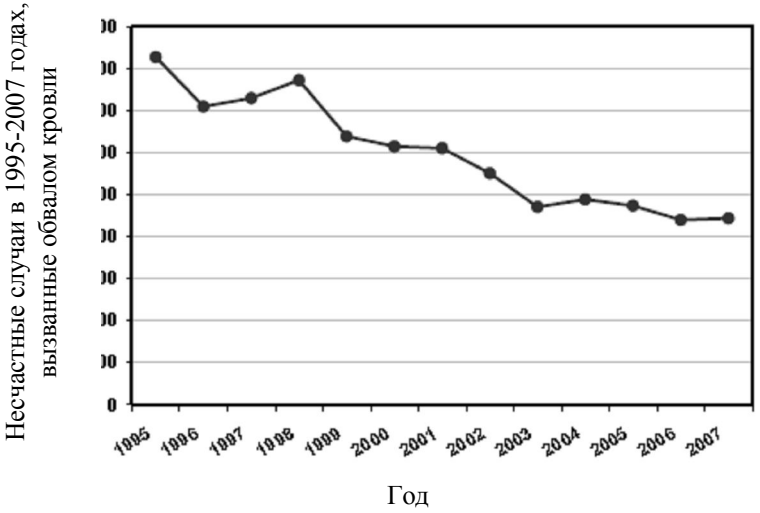


Рис. 1. Несчастные случаи, зафиксированные в каменноугольных шахтах США в 1995-2007 годах

Доминирующим типом крепи, применяемой для укрепления выработок, является арочная крепь. Эти факторы должны, таким образом, являться причиной уменьшения угрозы обвалами кровли.

Среди главных причин несчастных случаев в польских каменноугольных шахтах можно перечислить:

– спад, сток или обвал скальных масс и камней – 3586 несчастных случаев,

– обвал скал от кровли – 2 001 несчастный случай,

– обвал скал от откоса – 995 несчастных случаев.

На рис. 2 представлены несчастные случаи, возникшие в результате естественных угроз в пересчете на 100 тыс. работников в каменноугольных шахтах.

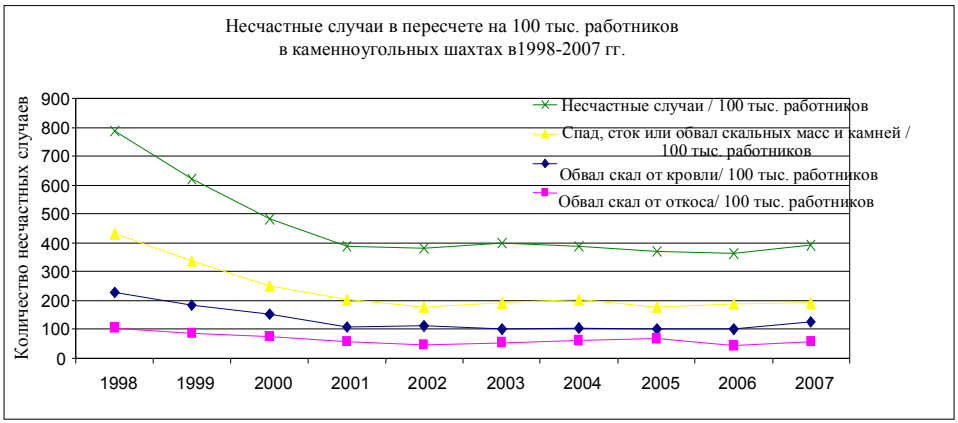


Рис. 2. Несчастные случаи, возникшие в результате естественных угроз в общем, а также выбранные причины несчастных случаев, зафиксированные в 1998-2007 годах в пересчете на 100 тыс. работников каменноугольных шахт

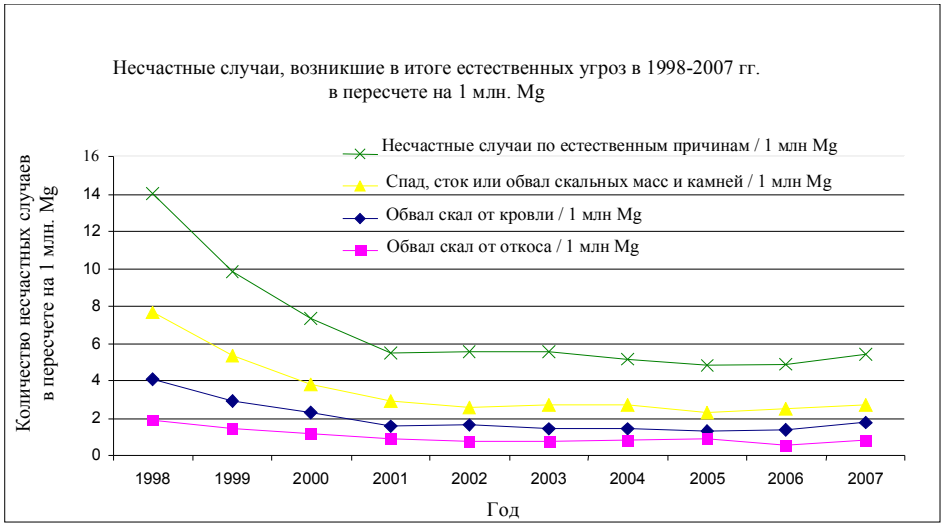


Рис. 3. Несчастные случаи, возникшие в результате естественных угроз в 1998-2007 годах в пересчете на 1 млн. Mg добытого угля

Можно заметить, что начиная с 2001 года, зафиксированное число несчастных случаев, в общем остается на том же уровне, приближаясь к значению 400 несчастных случаев на 100 тыс. работников. При этом число происшествий в 2007 году было выше чем в 2001 году.

Что касается несчастных случаев, вызванных спадом, стоком или обвалом скальных масс и камней, а также обвалом скал от откоса, с 2001 года число происшествий остается на более-менее постоянном уровне (рис. 2). Относительно несчастных случаев, вызванных обвалом скал от кровли, число происшествий в 2007 году больше, чем в 2001 году.

Анализируя количество несчастных случаев вообще, вызванных естественными угрозами в 1998-2007 годах в пересчете на 1 млн Mg добытого угля, можно констатировать значительное снижение фиксированных происшествий в 2001 году (рис. 3). После 2001 года сохранялся, в меру, постоянный уровень фиксированного количества происшествий. Самое маленькое количество несчастных случаев было зафиксировано в 2005 году, последующие годы это очередной рост количества несчастных случаев. Подобные тенденции наблюдаются относительно количества несчастных случаев, наступивших вследствие спада, стока или обвала скальных масс и камней, а также обвала скал от кровли. Что касается обвала скал от откоса, количество несчастных случаев на 1 млн. Mg угля приблизилось к значению от 2001 года.

В годах 1998-2007 было зафиксировано 87 несчастных случаев со смертельным исходом, связанных с активацией естественных угроз. Среди причин несчастных случаев доминирует обвал скал от кровли, который в течение 10 лет был причиной 25 несчастных случаев со смертельным исходом. На 6 месте, среди причин несчастных случаев со смертельным исходом, находится спад, сток или обвал скальных масс и камней (5 несчастных случаев), а также обвал скал от откоса, который являлся причиной также 5 несчастных случаев со смертельным исходом (рис. 4).

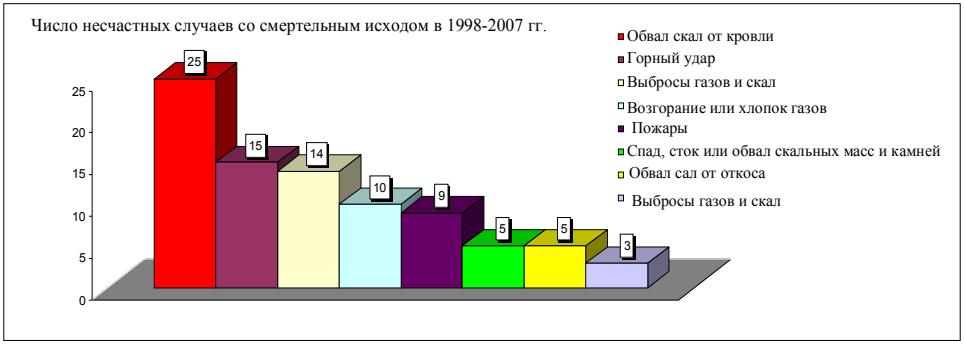


Рис. 4. Несчастные случаи со смертельным исходом в каменноугольных шахтах, вызванные натуральными угрозами, зафиксированные в 1998-2007 годах

Относительно анализа возникновения несчастных случаев со смертельным исходом, возникших в результате естественных угроз в 1998-2007 г.г. нельзя определить постоянную тенденцию (рис. 5 и 6).

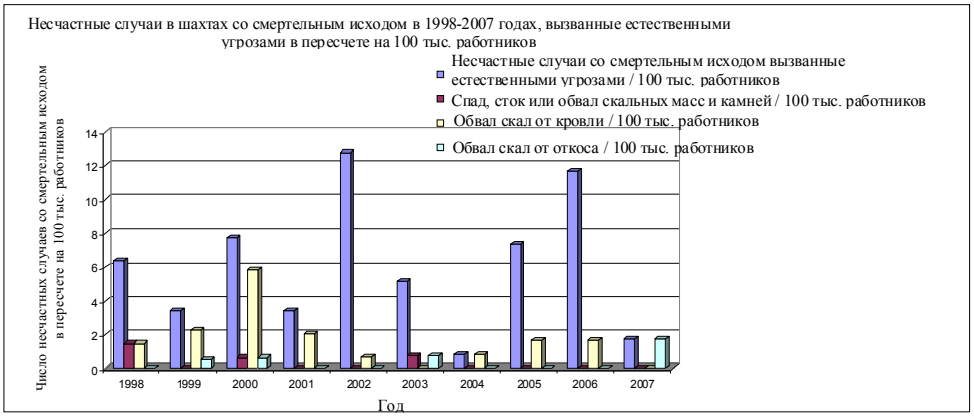


Рис. 5. Несчастные случаи со смертельным исходом в 1998-2007 годах, вызванные естественными угрозами в пересчете на 100 тыс. работников каменноугольных шахт

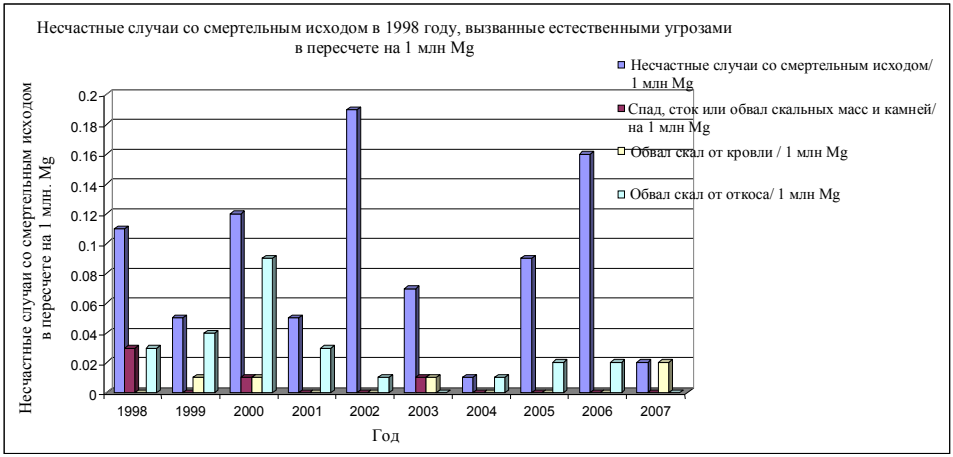


Рис. 6. Несчастные случаи со смертельным исходом 1998-2007 в годах, вызванные естественными угрозами в пересчете на 1 млн. Mg добытого угля

Самое большое количество несчастных случаев было зафиксировано в 2002 и 2006 гг. Внимания заслуживает факт, что за период последних 4 лет не были зафик-

сированы несчастные случаи со смертельным исходом, вызванные спадом, стоком или обвалом скальных масс и камней. Относительно обвала скал от кровли, до 2003 г. было зафиксировано снижение числа несчастных случаев. 2004-2006 гг. – это рост участия несчастных случаев со смертельным исходом в результате этой угрозы.

Не уменьшающееся число несчастных случаев, вызванное гравитационным перемещением скал (рис. 2 и 3), указывает на необходимость поиска новых решений имеющих своей целью прогнозирование возникновения явлений связанных с гравитационным перемещением скал. Определение риска возникновения обвала кровли и степени угрозы им работников может стать значительным элементом на пути к уменьшению этой угрозы.

3 Методы оценки риска обвала кровли

Методы оценки риска позволяют систематически подойти к опознанию и характеристике риска, особенно этого, связанного со случаями с низкой правдоподобностью, но с серьезными последствиями, к которым принадлежат тоже обвалы кровли. Для того чтобы метод оценки риска обвала кровли был эффективен и давал возможность идентификации угрозы, он должен учитывать (Iannacchione et al., 2007):

- наблюдение кровельных условий;
- идентификацию мест с потенциальной угрозой;
- разряд кровельных условий,
- возможность передачи информации лицам или группам, которые в этой информации нуждаются.

3.1 Распознание в действующих выработках плохих кровельных условий и их классификация

Наблюдение кровельных условий, позволяющих оценить угрозу в шахтных условиях, проводится главным образом путем (Iannacchione et al., 2007):

- **Карты угроз**

Карты представляют, чаще всего, конкретные геологические черты или свойства горной породы. Этот способ идентифицировать угрозу не позволяет определить правдоподобность выступления происшествия, кроме этого, учитывает немногочисленное и ограниченное количество параметров.

- **Система классификации горного образования**

Системы классификации горного образования, и являются общеприменимой техникой качественной оценки горного образования и его пригодности для проектных целей. Среди них самой большой популярностью в мире пользуется система RQD, система RMR Бенявского (Bieniawskiego) и Q-Barton. Бенявский (Bieniawski, 1989), объясняя общий интерес к этим методам, указывает следующие преимущества систем классификации горного образования:

– возможность оценки параметров стойкости с применением простых замеров;

– возможность перейти из геологического описания в количественные геотехнические параметры;

– облегчение коммуникации геологов и проектантов;

– сравнивание результатов и опытов даже в случае разных геологических условий.

Эти системы были тоже введены в оценку кровельных условий в каменноугольных шахтах. Интересное решение было предложено Марком и Молиндой (Mark i Molinda (2005). Они разработали Показатель Качества Кровли для каменноугольных шахт CMRR (The Coal Mine Roof Rating) – простой и обеспечивающий повторность результатов системы классификации (Molinda, Mark, 1994).

Системы классификации горного образования многократно подтвердили свою применимость в геотехническом проектировании, а также, после модификации, в других областях, как например подземное горное дело. Эта методика создает некие затруднения в случае, если необходимым является оценка значительных множеств данных, например, для всей шахты, а также не дает ответа относительно правдоподобности выступления угрозы.

- **Мониторинг**

Мониторинг позволяет собрать статистические данные и определить некие направления факторов способствующих возникновению угроз в шахтах. Среди интересных работ, касающихся оценки угрозы обвалов кровли на основании мониторинга, следует перечислить решение Малеко и Мак Вея (Maleki i McVey'a (1988), или Картуайта и Боулера (Cartwight'a i Bowler'a (1999). Однако, ведение мониторинга и замеров в масштабах всей шахты, остается по-прежнему очень дорогостоящим предприятием.

3.2 Определение правдоподобности выступления обвала кровли

Для нужд шахт с целью определить правдоподобность обвала кровли National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH, USA) был разработан показатель RFRI (Roof Fall Risk Index) – Показатель Риска Обвала Кровли (Iannacchione et al., 2006, 2007). Этот показатель опирается на оценку геологических факторов, факторов горного дела, состояние напряжения в горном образовании, а также локально выступающих неправильностей (Iannacchione et al., 2007).

Эти факторы могут быть соотнесены непосредственно с изменениями кровельных условий и связанного с ними уровня угрозы обвалов. Показатель был вычислен на основании многолетних исследований, проводимых в шахтах скального сырья. На этом основании было выделено 10 групп неправильностей, которым давались балловые оценки от 1 до 5. Чем больше значение балла, тем хуже кровельные условия. Последовательно, баллы умножаются на вес, присвоенный определенной группе неправильностей. С целью выделить показатель RFRI, суммируются полученные результаты для всех групп неправильностей, и все умножается на постоянное значение 1,11. Полученное значение показателя, если принимает значения близкие 0, обозначает хорошие кровельные условия. Значения показателя приближенные к 100 свидетельствуют о серьезной угрозе обвала кровли. Графическая презентация значения показателя на карте выработок является легкой к интерпретации комплексной оценкой переменных кровельных условий. Методика вычисления показателя RFRI

была подробно описана в работе Iannacchione et al. (2006).

3.3 Оценка риска и степени подверженности работников угрозе

В оценке риска в общем, можно выделить два вида крайне разных методов: качественный и количественный. Ниже будет представлено решение, опирающееся на качественный подход к оценке риска, предложенный Iannacchione et al. (2007).

В самом общем плане риск выражается правдоподобностью возникновения происшествия и его результатами (рис. 7). В случае оценки риска обвала кровли, правдоподобность происшествия выражается произведением значения показателя RFRI и потенциала угрозы несчастного случая. Этот потенциал оценивается степенью подверженности работников угрозе обвала кровли. Подверженность работников действию угрозы может изменяться от 100% (значит, постоянно), когда работники постоянно находятся в зоне угрозы, до 0% если в данной зоне никогда не находятся работники.

Результаты, являющиеся вторым элементом схемы, представленной схематически на рис. 7 относятся к потенциальным, наихудшим последствиям, возникшим как результат происшествия. Авторы представляемой методики рекомендуют, вследствие отсутствия возможностей прогнозировать и оценивать диапазон обвала, принять предположение, что каждое происшествие имеет потенциал вызвать несчастный случай со смертельным исходом. Тогда, значение второго элемента уравнения принимает значение равно 1. Другие методы анализа риска обвалов кровельных скал, как, например, количественное уравнение, предложенное Дузгуном и Эйнштейном (Duzgun i Einstein (2004) дают возможность учета разновидных ущербов посредством их выбора из списка результатов, следующих из возникновения происшествия. В состав такого списка входят, в частности, затраты, вызванные простоем производства, поврежденные инструменты, оснастка, стоимость спасательной акции и т. п.

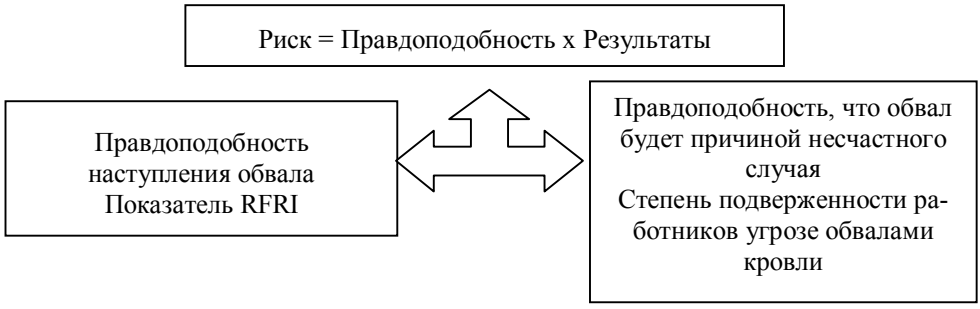


Рис. 7. Элементы, являющиеся составными правдоподобности происшествия

Следовательно, полная формула определения риска угрозы обвалов принимает вид:

Риск угрозы обвалов	=	(Правдоподобность наступления обвала) x Время пребывания лиц в зоне угрозы)	x	1

3.4 Соотнесение категории угрозы обвалами кровли со всеми действующими выработками шахты

С целью определить категорию угрозы часто применяется так называемая матрица риска, которая является довольно простым и гибким методом. Она позволяет определить уровень риска посредством учета раньше обозначенных категорий результатов и правдоподобности выступления происшествия (табл. 1). Матрица чаще всего является таблицей от 3x3 до 4x9 колонн и рядов, давая от 9 до 24 категорий риска (Innacchione et al., 2007). Наиболее часто встречаются матрицы разделенные на 3 до 5 категорий риска в зависимости от ожидаемой точности результатов, напр.: малый/допустимый, средний/акцептируемый, высокий/неакцептируемый риск. Плюсом такого метода, как замечает Борисевич и Марковски (Borysiewicz i Markowski (2002), является легкость интерпретации результатов даже неэкспертами, кроме этого он относительно стойкий против неопределенности.

Таблица 1

ОБЩАЯ МАТРИЦА РИСКА

Результаты	Вероятность наступления		
	Низкое значение	***	Высокое значение
Низкое значение	Маленький риск		
***		Средний риск	
Высокое значение			Высокий риск

Внедрение матрицы риска для нужд определения категории угрозы обвалами кровли не является большой проблемой. Таблица 2 представляет примерную матрицу риска размером в 4x3. Как результат, введен уровень подверженности работников

угрозе, определенной на уровне никогда, редко, часто, постоянно. Второе измерение составляет правдоподобие возникновения обвала представляемое значение показателя RFRI разделенного на три группы:

– маленькие для значения RFRI меньше, чем 30;
– средние для значения показателя RFRI от 30 до 40;
– высокие для значения показателя выше 40.

Таблица 2

МАТРИЦА ДЛЯ РИСКА УГРОЗЫ ОБВАЛАМИ

Подверженность действию	Правдоподобие случая обвала кровли		
	Маленькое = 1 (RFRI < 30)	Среднее = 2 (RFRI 30-40)	высокое = 3 (RFRI > 40)
Никогда = 1	1	2	3
Редко = 2	2	4	6
Часто = 3	3	6	9
Постоянно = 4	4	8	12

Для представленной в табл. 2 примерной матрицы риска, значения произведения результатов и правдоподобия происшествия случая, принимающие значения межу 1 и 3, обозначают низкий (допустимый) риск, значения 4-6 это средний риск (нежеланный или допустимый по согласию надсмотра), а значения 8-12 – высокий риск (недопустимый).

Возможности графического представления результатов показаны на рис. 8. Для отдельных выработок было определено значение показателя RFRI, а также время пребывания работников в зоне угрозы. Таким образом, были определены категории риска обвалами для отдельных частей выработок. Графическое представление категории риска является большой помощью для служб надсмотра путем сосредоточения внимания на применении средств, с целью его уменьшения. Кроме этого, графическое представление категории угрозы обвалами кровли является важным элементом для осознания работниками риска, а, следовательно, улучшения безопасности работы.

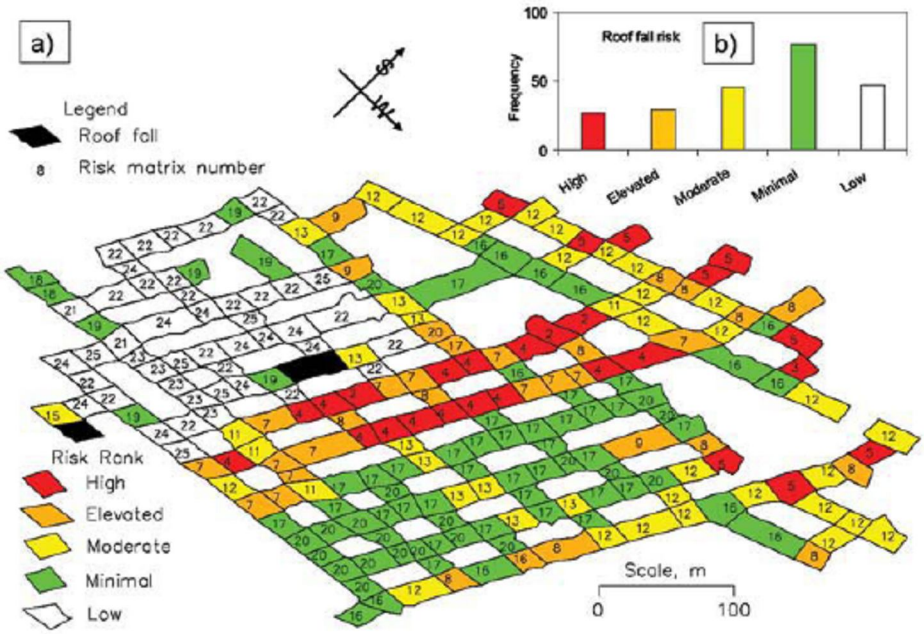


Рис. 8. Графическая презентация категорий риска
a, b – обозначения категорий риска

4 Перспективы

Обвалы кровли принадлежат к самым большим естественным угрозам в шахтах не только в Польше, но и в мире. Отсутствие прогресса в уменьшении числа несчастных случаев, в следствие этой угрозы, указывает на необходимость поиска новых средств на пути понимания и прогнозирования этих явлений.

В настоящей статье рассмотрены проблемы риска возникновения обвалов в подземных шахтах. Более широко была описана методика качественной оценки риска, предположенная Iannacchione et al. (2007) и полученная в итоге многолетних исследований веденных в NIOSH (США). Это один из возможных методов оценки риска. Кроме этого подхода, можно встретить другие интересные решения. Вот какое решение предложили Дузгун и Эйнштейн (Duzgun i Einstein (2004), опирающееся на количественную оценку угрозы обвала кровли вместе с методами управления риском. Другие решения на основании количественной оценки риска это, в частности, разработанные в середине 90тых годов шахтам РЮА собственные сборники стандартов, направленных на борьбу с несчастными случаями, связанными с обвалами и выбросами скал (Gudmanz, 1998). Методы управления риском применяются уже несколько десятков лет в австралийских шахтах. Здесь, для нужд подземных шахт металлических руд, был разработан государственный сборник рекомендаций

относительно управления риском возникновения обвалов кровли.

Методы оценки риска применяются успешно в мировом подземном горном деле, поэтому считается целесообразным их внедрение в условиях работы польских шахт.

Список литературы

1. Bieniawski Z.T., 1989, Engineering Rock Mass Classifications, John Wiley and Sons, New York,

2. Borysiewicz M., Potempski S., 2001, Podstawy analiz ryzyka i zarządzania ryzykiem w odniesieniu do awarii transportowych. Instytut Energii Atomowej, Otwock – Świerk.

3. Cartwright P, Bowler J. 1999. The Development and Use of Risk Assessment Techniques to Assess Roadway Stability in the Parkgate Seam at Thoresby Colliery. 18th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, USA.

4. Duzgun H. S. B., Einstein H. H., Assessment and management of roof fall risks in underground coal mines, Safety Science, Volume 42, Issue 1, January 2004, Pages 23-41.

5. Gisman S., 1949, Słownik Górniczy. Instytut Węglowy. Katowice.

6. Gudmanz, K.M., 1998, The implementation of codes of practice, Symposium on Rock Mechanics and Productivity and the Implementation of Codes of Practice, M.F. Handley, ed., West Rand, South Africa.

7. Oct. 28, 1998, South African Group on Rock Mechanics, pp. 3-6.

8. Iannacchione, A., Esterhuizen, G., Schilling, S., Goodwin, T., 2006, Field Verification of the Roof Fall Risk Index: A Method to Assess Strata Conditions, 25th Intl. Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV, Aug. 1-3, 2006, PP. 128-137.

9. Iannacchione, A., Prosser, L., Esterhuizen, G., and Bajpayee, T., 2007, Methods for Determining Roof Fall Risk in Underground Mines Mining Engineering, Vol. 59, No. 11, November, 2007, pp. 47-53 and SME Annual Meeting, Preprint 07-090, Denver, CO, Feb.26-28, 2007. – 8 p.

10. Kaczmarek T.T., 2005, Ryzyko i zarządzanie ryzykiem. Ujęcie interdyscyplinarne. Warszawa.

11. Knight F.H., 1985, Risk, uncertainty and profit. Chicago Londyn.

12. Leksykon Górniczy. 1989. Praca zbiorowa. Wydawnictwo Śląsk.

13. Maleki, H.N and McVey, J.R. (1988). Detection of Roof Instability by Monitoring the Rate of Movement. U.S. Department of the Interior, U.S. Bureau of Mines RI 9170, 12 pp.

14. Mark C., Molinda G.M., 2005, The Coal Mine Roof Rating (CMRR) – a decade of experience, International Journal of Coal Geology, Volume 64, Issues 1-2, 17 October 2005, Pages 85-103, Geologic Hazards in Coal Mining

15. Mark C., Pappas DM, Barczak TM 2009, Current Trends in Reducing Ground Fall Accidents in US Coal Mines, 2009 SME Annual Meeting and Exhibit, February 22-25, Denver, Colorado, preprint 09-069. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy,

and Exploration, Inc., 2009, 1-5.

16. MSHA, (1996-2005), Quarterly employment and coal production: accidents/injuries/illnesses reported to MSHA under 30 CFR Part 50. Denver, CO: U.S. Department of Labor, Mine Safety and Health Administration, Office of Injury and Employment Information.

17. Molinda, G., Mark, C., 1994. The Coal Mine Roof Rating (CMRR)-A practical rock mass classification for coal mines. USBM IC 9387. 83 pp.

18. Piechota S., 2005, Podstawowe zasady i technologie wybierania kopalni stałych, część 1, Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Kraków, 2003.

19. Raport roczny (2007) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Praca zbiorowa pod kierunkiem W. Konopko. Główny Instytut Górnictwa. Katowice, 2008.

20. Raport roczny (2006) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa. Katowice, 2007.

УДК 551.131:622

© В.І. Тимощук, Ю.І. Демченко,
А.М. Загриценко, Є.А. Шерстюк

ВИЗНАЧЕННЯ РОЛІ ТЕХНОГЕННИХ СКЛАДОВИХ В ПОРУШЕННІ ГЕОМЕХАНІЧНОЇ СТІЙКОСТІ ТЕРИТОРІЙ, РОЗТАШОВАНИХ В ЗОНІ ВПЛИВУ ОБ'ЄКТІВ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА

В роботі виконаний аналіз дії природних та техногенних чинників в формуванні геомеханічної стійкості територій та домінуючої ролі техногенезу в умовах впливу об'єктів гірничої промисловості.

В работе выполнен анализ действия естественных и техногенных факторов в формировании геомеханической стойкости территорий и доминирующей роли техногенезу в условиях влияния объектов горной промышленности.

In process the executed analysis of action natural and technogenic factors in forming of geomekhanic firmness of territories and dominant role to the technogenesis in the conditions of influence objects of mining industry.

В умовах інтенсивного техногенного навантаження природно-технічну геосистему у вигляді «об'єкти гірничопромислового комплексу – геологічне середовище» можна охарактеризувати комплексом взаємопов'язаних природних та техногенних елементів, характер та інтенсивність яких визначає напрями та головні параметри функціонування системи. В цих умовах функціонування природно-технічної геосистеми буде зумовлене комплексом дій, які, з одного боку, змінюють екологічний стан гірничо-видобувного регіону, а, з іншого, визначають відповідну реакцію геологічного середовища на техногенний вплив, що в свою чергу збільшує ризик виникнення негативних інженерно-геологічних процесів [1].

Дія природних і техногенних факторів з визначенням домінуючої ролі останнього чинника розглянута на прикладі розвитку зсувних процесів в межах територій, розташованих в зоні впливу об'єктів гірничо-металургійної промисловості Криворізького басейну. До такої територій відноситься ділянка розташування села Новоселівка Широківського району Дніпропетровської області, яка знаходиться в межах впливу таких об'єктів, як шламосховища «Войково» і «Об'єднане», відвали пустих порід «Лівобережні» (ВАТ «ПГЗК» та ВАТ «Міттал Стіл Кривий Ріг»), а також ставок-накопичувач у балці Свистуново (ДП «Кривбасшахтозакриття»).

На вказаній території зафіксовані зсувні процеси лівобережного схилу

р. Інгулець, що сталися у 1989-1996 рр. і охоплюють площу близько 3,5 гектарів. Терміни активізації інженерно-геологічних процесів у період з 1989р до тепер відповідають часу накопичення змін у геологічному середовищі під дією штучних факторів – підвищення над природним положенням рівнів води на 70 м у гідроспорудах «Войково», «Об'єднане» і на 30 м – у ставку-накопичувачу в б. Свистунова, та перевищення мінералізації води у цих об'єктах над природним фоном у 15…20 разів.

Слід відзначити, що можливість розвитку зсувних процесів в межах означеної території під впливом природних чинників існує за умови значних змін гідрогеологічного та геодинамічного режимів, які, за виключенням дії кліматичних та гідрологічних чинників, на зазначеній території за досліджуваний період не зафіксовано. При цьому, циклічність проявів кліматичного та гідрологічного характеру на протязі досить довгого часу мали сформувати досить збалансовану та врівноважену геолого-гідрогеологічну систему [2] в межах території, де розташовано с. Новоселівка, що також підтверджується сторічним досвідом його забудови.

З огляду на вищевикладене дія природних складових має розглядатися як сукупність умов в межах існуючої геолого-технічної системи, які визначають характер, напрямки та наслідки дії чинників техногенного характеру.

Формування гідродинамічного та гідрогеохімічного режимів підземної гідросфери під впливом штучних об'єктів техногенного навантаження (шламосховища та ставок-накопичувач) супроводжується підняттям рівнів підземних вод (до 12,0 м в неогеновому водоносному горизонті) та зростанням мінералізації підземних вод (до 8 г/л в межах с. Новоселівка і 20 г/л – на прилеглій не забудованій території). Наслідками цього є зменшення стійкості ґрунтового схилу за рахунок зниження показників міцності ґрунтів в інтервалі їх додаткового обводнення та вилуговування вивітрілої товщі вапняків з формуванням карстових порожнин і розвитком суфозійних процесів [3].

Таким чином, причинами активізації негативних інженерно-геологічних процесів, які мають місце на території с. Новоселівка, за відсутності різких змін складових природного характеру є дія техногенних чинників у формуванні геодинамічного, гідродинамічного та гідрогеохімічного режимів досліджуваної території. В межах даної природно-технічної геосистеми природні чинники утворюють передумови виникнення, прояву та інтенсивності розвитку небезпечних екзогенних процесів, а техногенні – обумовлюють підвищення загрози їх розвитку й катастрофічної активізації з негативними для природи і суспільства наслідками, що суттєво впливає на екологічну безпеку.

В зонах впливу техногенних об'єктів на геологічне середовище, коли вплив та його інтенсивність дорівнює або переважає природні чинники, геологічні та гідрогеологічні процеси розвиваються за іншими, ніж у природній системі законами. В цих умовах техногенно обумовлені геологічні процеси відбуваються одночасно з природними геологічними процесами, але їх інтенсивність, концентрація, частота прояву, масштаби та інші параметри істотно перевищують відповідні природні. Наприклад, швидкість розвитку техногенно обумовленого карсту в сотні і тисячі разів вища за швидкість його природних аналогів.

Якщо припустити, що зсув ґрунту, який стався на досліджуваній ділянці в

1989 році, мав суто природні чинники розвитку (хоча це припущення не має підґрунтя, бо техногенними діями вже радикально змінений стан геологічного середовища), то нескладно прорахувати, що для його прояву знадобився більш ніж віковий проміжок часу (селище Новоселівка засновано у 1885 р.). Критичний стан ґрунтового масиву характеризується співвідношенням утримуючих та зрушуючих сил і, коли останні переважають, відбувається сходження зсуву, після чого в природних умовах масив набуває певної рівноваги та стійкості. Проте наступна активізація зсувних процесів спостерігається вже через 7 років (1996 р.), далі через 2 роки (1998-2004 рр.). Тобто існує постійний зовнішній, штучно створений чинник ризику, що призводить до екстремальної ситуації, яка в природних умовах могла і не відбутися або відбутися в інших часових межах, що вимірюються геологічним часом в сотні-тисячі років.

Крім того, розрахунки геомеханічної стійкості ґрунтового схилу в межах розташування с. Новоселівка з залученням засобів математичного моделювання показали [4], що в природних геолого-гідрогеологічних умовах ґрунтовий масив зберігає свою стійкість. За даними розрахунків порушення геомеханічної стійкості та розвиток зсувних процесів відбувається за умови зниження деформаційних характеристик та характеристик міцності ґрунтів в інтервалі підйому рівня води неогенового водоносного горизонту – а саме в межах товщі вивітрілих вапняків.

Слід відзначити, що одним з природних чинників інтенсифікації зсувних процесів в межах досліджуваної території може бути діяльність поверхневого водотоку – р. Інгулець. За даними гідрологічних спостережень по водним постам, розташованим на р. Інгулець, найближчим з яких до с. Новоселівка є в/п Могиловка, рівневий режим р. Інгулець характеризується низькою літньо-осінньою меженню, яка переривається короткочасними підйомами від злив, низькою зимовою меженню та високим і інтенсивним підйомом в період весіннього половіддя.

Максимальна річна амплітуда коливання рівня води р. Інгулець біля с. Могиловка складає 8,88 м, середня – 3,36 м. За спостереженнями в 1962-1999 роках значний підйом рівней весінніх половідь в річці над мінімальними горизонтами відбувався в 1970; 1978; 1985 та 1996 роках.

Безпосередньо в створі с. Новоселівка зафіксовані в 1985 році рівні води в р. Інгулець в Балтійській системі висот складали: мінімальний рівень 24,70 м, максимальний рівень 29,60 м, максимальна амплітуда рівней 4,90 м.

Техногенна складова в гідрологічному режимі р. Інгулець визначається значними скидами в зимовий період надлишків мінералізованих вод зі шламосховищ, ставків-накопичувачів та інших ємкостей. Щорічні обсяги скиду техногенних вод досягають 20 млн. м^3, що забезпечує підйом рівня води в р. Інгулець під час скиду від 50 до 100% відносно величини зростання рівня води в період половіддя. Крім того, після проходження весіннього половіддя в травні місяці здійснюється промивка річкового русла пропусками чистої води з Карачунівського водосховища.

Таким чином, в загальному впливі гідрологічного фактора на стан території с. Новоселівка за рахунок коливання рівня води в р. Інгулець визначальна роль належить саме техногенному чиннику.

Резюмуючи викладене, слід відзначити, що подальші наслідки впливу господар-

ських об'єктів підприємств гірничо-металургійного комплексу є передбачуваними виходячи з загального стану території с. Новоселівка і характеру негативних інженерно-геологічних процесів за умови збереження характеру та рівня техногенного навантаження на геологічне середовище.

До таких наслідків перш за все слід віднести можливість активації зсувних процесів в межах досліджуваної території за рахунок накопичення негативних змін в гідрогеомеханічному стані ґрунтового масиву та досягнення ним рівня критичної стійкості.

Список літератури

1. Рудько Г.І. Ресурси геологічного середовища та екологічна безпека техноприродних геосистем // Монографія. – К.: ЗАТ «Нічлава», 2006. – 480 с.

2. Рудько Г.І. Техногенно-екологічна безпека геологічного середовища //Монографія. – Львів: ВЦ ЛНУ ім. І.Франка. – 2001. – 359 с.

3. Регіональні інженерно-геологічні умови території України. Інформаційний бюлетень. – Державний геологічний інформаційний фонд «Геоінформ». – Випуск 1. – 2-е видання. – 1997. – 92 с.

4. Тимощук В.І., Демченко Ю.І., Загриценко А.М., Шерстюк Є.А. Вплив об'єктів гірничого виробництва на гідрогеомеханічний стан прилеглих територій в умовах Криворізького басейну //Сб. научн. тр. II Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки». – Д.: НГУ. – 2008. – С. 234-237.

УДК 622.278.273.2

© Н.М. Табаченко, Р.Е. Дычковский,
В.С. Фальштынский

НОВЫЕ СПОСОБЫ УТИЛИЗАЦИИ НИЗКОПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ТЕПЛОТЫ НА ШАХТАХ

Розглянуті питання отримання енергетичної сировини при використанні низькопотенціальної теплоти на шахтах. Приведені технологічні схеми теплонасосних систем утилізації теплоти порід, води та повітря. Дані відповідні економічні обґрунтування прийнятих рішень.

Рассмотрены вопросы получения энергетического сырья при использовании низкопотенциальной теплоты на шахтах. Приведены технологические схемы теплонасосных систем утилизации теплоты пород, воды и воздуха. Даны соответствующие экономические обоснования принятых решений.

Questions of power raw materials reception are considered at the use low potential heat on mines. Technological schemes thermo pump systems of recycling of heat of rocks, water and air are resulted. Corresponding economic substantiations of the accepted solutions are given.

В настоящее время в Украине сложилась парадоксальная ситуация. С одной стороны, значительный рост цен на топливо, низкая эффективность его использования создали мощный экономический стимул для внедрения новых энергосберегающих технологий в практику. С другой – в ряде институтов накопилось много научных разработок, внедрение которых в производство могло бы существенно сократить потребление топлива. Однако, как и прежде, большинство таких разработок остаются невостребованными, а свободный рынок новых разработок развивается очень медленно.

Перспективным направлением повышения эффективности и конкурентоспособности на свободном рынке является создание энергосберегающего и экологически чистого теплоснабжения на базе тепловых насосных установок (ТН-установок) при утилизации низкопотенциального тепла на шахтах. Современные теплонасосные установки отличаются экологической чистотой, легкостью регулирования и способностью работать в обратных режимах («нагрев охлаждение» и наоборот «охлаждение-нагрев») [1].

Применение ТН-установок весьма перспективно при использовании теплоты сточных вод и вентиляционных выбросов шахты. Тепловые насосы также можно успешно применять при подогреве воздуха, поступающего в шахту, а в зимнее время

реализовать проект по использованию низкопотенциальной теплоты шахтного водозабора (например, из артезианской скважины) или при откачке воды из зумпфа главного ствола.

В настоящее время на большинстве шахт Украины горячие сточные воды банопрачечного комплекса сливаются в отходы с безвозвратной потерей огромного количества тепловой энергии. Известно, что в последние годы энергетические, экономические и экологические проблемы в мире подтолкнули к широкому использованию тепловых насосов (ТН) в системе теплоснабжения городов в западных станах. Там уже пришли к выводу, что одним из эффективных мероприятий по утилизации возобновляемых источников тепла (в частности, городских сточных вод) и вторичных энергоресурсов являются ТН-установки [2].

Несколько последовательно соединенных испарителей и конденсаторов ТН-установок позволяют нагреть теплофикационную воду городских тепловых сетей (или сетей шахты) от 30-40° С до 80° С. Схема включения ТН-установок в тепловые сети показана на рис. 1.

Из рис. 1 видно, что шахтная теплонасосная установка состоит из трех тепловых насосов (например, марки UNITOP 33 СУ). Общая тепловая мощность ТН-установок составляет 16 МВт, а общая электрическая мощность 4,6 МВт. Для «подпитки» каждого ТН (испарителя) необходимо, чтобы расход сточных вод был 200-250 м^3/ч. Шахтная (городская) 6 получит от ТН-установки 124068 МВт·ч/год теплоты и может сэкономить 14358 тыс. м^3 природного газа на10,4 млн. грн или 18590 т угля стоимостью 6,18 млн. грн. В первом случае в атмосферу не попадет 27080 т парникового газа CO_2 и 58,3 т оксидов азота NO_x, а во втором – 56388 т CO_2, 200 т NO_x, сажи, золы и др.

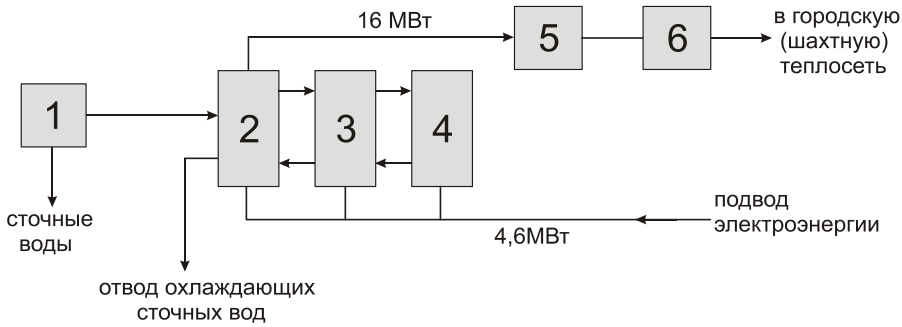


Рис. 1. Принципиальная схема включения ТН-установок в тепловую сеть города или шахты: 1 – левые насосная станция сточных вод шахты; 2, 3, 4 – тепловые насосы; 5 – насосная станция тепловых сетей; 6 – шахтная (городская) котельная

ТН-установка, произведя 128900 МВт·ч/год тепла, может покрыть 20,5% годовой потребности теплоты, поставляемой потребителям шахтерского города.

Таким образом, применение ТН-установок, использующих низкопотенциальную теплоту сточных вод шахты для централизованного теплоснабжения – прогрессивная энергетически эффективная и безвредная для окружающей среды технология выработки тепла на горных предприятиях. При внедрении данной технологии экономится органическое топливо (мазут, уголь, природный газ) на котельных и, следовательно, в окружающую среду не будет выбрасываться вредные парниковые газы. Поэтому с целью уменьшения количества угля, сжигаемого в шахтных котельных, предлагается создать технологически комплекс утилизации тепловых вторичных энергоресурсов горного предприятия с помощью теплонасосных установок, позволяющих трансформировать низкопотенциальную тепловую энергию сточных вод с круглогодичной температурой 30-40° С до температур, пригодных для теплоснабжения (80° С).

В структуре затрат шахт на добычу угля значительную часть составляют расходы на функционирование систем вентиляции и кондиционирования. При этом возможности повышения эффективности указанных систем традиционными методами практически исчерпаны.

Исходящий из шахт вентиляционный поток содержит избыточную по отношению к окружающей среде тепловую энергию, которая образуется при контакте воздушного потока с теплыми горными породами и работающим технологически оборудованием. Поэтому утилизация низкопотенциальной сбросной теплоты исходящих вентиляционных потоков шахт является актуальной задачей, поскольку эта энергия безвозвратно теряется.

Даже при наличии на шахте котельной, работающей на собственном твердом топливе, применение ТН-установок позволяет достигнуть не только энергосберегающего, но и экономического эффекта.

Схема реализации ТН-системы на шахтах, приведена на рис. 2. В соответствии с предлагаемой схемой в холодное время года в испарителе ТН-установки, роль которого в данном случае выполняет теплообменник 4, находящийся непосредственно в потоке исходящего по главному стволу 1 воздуха, теплота этого потока передается рабочему веществу (фреону). Пары рабочего вещества подаются в компрессор 6. После этого утилизированная тепловая энергия (вместе с затраченной в приводе компрессора 7 внешней электроэнергией) в конденсаторе, роль которого в данном случае выполняет теплообменник 9, отдается воздуху, подаваемого в шахту по вентиляционному стволу 2 для снижения энергопотребления на его зимний нагрев в калориферной установке 10.

В рассматриваемых условиях использование ТН-установок в холодный период года позволяет значительно снизить как собственную энергопотребность, так и финансовые затраты на энергоснабжение установок, обеспечивающих нагрев наружного воздуха перед его подачей в шахту. Минимальные эксплуатационные затраты будут тогда, когда вся отопительная нагрузка шахты покрывается ТН-системой.

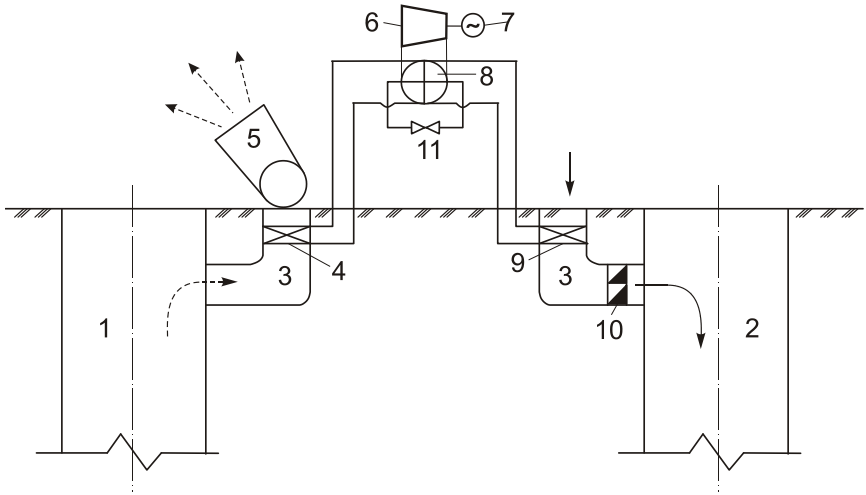


Рис. 2. Упрощенная схема обратимой теплонасосной системы подогрева подаваемого воздуха в шахту: 1 – главный ствол; 2 – вспомогательный (вентиляционный) ствол; 3 – воздушный канал; 4, 9 – теплообменники тепловых насосов, попеременно, в зависимости от сезона выполняющие роль испарителя либо конденсатора; 5 – вентилятор главного проветривания; 6 – компрессор ТН; 7- электродвигатель компрессора; 8 –переключатель направления движения теплоносителя (фреона); 10 – калориферная установка; 11 – дроссельный вентиль ТН-установки

В летний период роль испарителя ТН-системы выполняет теплообменник 9, а роль конденсатора – теплообменник 4 (см. рис. 2). В связи с заметным по сравнению с зимним периодом уменьшением температурного напора в теплообменнике 4, а также в связи с отсутствием конденсации водяных паров эффективность теплообмена и передаваемая им тепловая мощность снизятся примерно на 20-25%. Кроме этого, для предлагаемого метода с тепловыми насосами характерны более высокие потери холода на протяжении пути воздуха от места охлаждения (в верхней части воздухоподающего ствола) до рабочих зон в шахте. Т.е. для достижения того же эффекта охлаждения требуется меньшая холодопроизводительность.

Работа обратимой ТН-системы, в летний период не требует никаких капиталовложений кроме уже рассмотренных применительно к холодному периода года. Кроме вышеприведенных функциональных возможностей ТН-установок, они еще могут наиболее эффективно работать в режиме воздушного отопления при утилизации тепловой энергии исходящего из шахты воздуха. Затраты энергии на нагрев воздуха с помощью ТН-установок для отопления зданий и сооружений шахты в зависимости от температурного уровня источника низкопотенциальной теплоты могут быть в 3-6 раз ниже, чем при прямом нагреве в котельных.

Современные серийно выпускаемые воздушные ТН, использующие в качестве источника низкопотенциальной теплоты атмосферный воздух, в режиме нагрева

достигают эффективности работы уже при наружных температурах не ниже +5÷8° С. Такие значения температуры низкопотенциального источника энергии типичны для выбросов систем вентиляции шахт. Эксплуатация ТН-установок позволяет создать технические основы комплексных энергосберегающих систем круглогодичного кондиционирования и отопления подземных и наземных сооружений горного предприятия с сезонным накоплением избыточной тепловой энергии в подземных аккумуляторах летом и последующим использованием ее для теплоснабжения в течение отопительного сезона [3].

Еще один вариант отопления возможен при утилизации теплоты шахтной воды, откачиваемой из зумпфа главного ствола. Для поддержания необходимой тепловой мощности испарителя теплонасосной установки, размещенный на поверхности в специальном теплопункте, необходим достаточный расход шахтной воды при температуре $t = 4 \div 6^{\circ}$ С.

Схема установки (рис. 3) включает подачу воды по шахтному стволу 1 в теплопункт 4. Теплопункт представляет собой теплонасосную установку, состоящую из испарителя 2, компрессора 5 с электродвигателем 3, конденсатора 6 и дроссельного вентиля 8. Испаритель 2 включается в контур циркуляций шахтной воды с насосами главной водоотливной установки, конденсатор 6 – в контур циркуляции системы отопления с насосами 7.

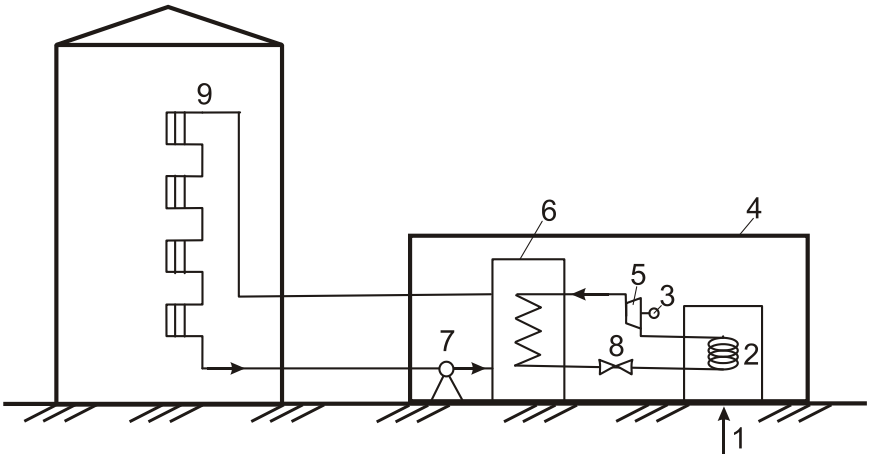


Рис. 3. Принципиальная схема установки отопления от источника шахтной воды: 1 – шахтная вода из главной водоотливной установки; 2 – испаритель; 3 – электродвигатель компрессора; 4 – теплопункт; 5 – компрессор; 6 – конденсатор; 7 – насос контура отопления; 8 – дроссельный вентиль; 9 – система отопления административно-бытовых, жилых зданий и сооружений

Если принять промежуточный теплоноситель в ТН-установке фреон R-142, то получим следующие расчетные параметры процесса утилизации теплоты шахтной воды: температура кипения фреона от теплоты воды, которая обычно имеет температуру порядка 8-11° С, составит +1,5° С; температура конденсации R-142 70-80° С обеспечит подогрев воды для отопления до 70-80° С; расход холодильного агента (фреона) 7,3 кг/с; тепловая мощность конденсатора 6, передаваемая в контур 9 теплоснабжения 1340 кВт. Электрическая мощность электродвигателя 3 компрессора 5, расходуемая на сжатие R-142 – 380 кВт; количество квартир, которое можно обеспечить теплом, если для отопления одной квартиры необходима тепловая мощность 3 кВт, составит 480, что соответствует возможности отопления около пяти 100-квартирных домов; общая экономия от использования установки теплоснабжения на шахтной воде составит $1{,}26 \cdot 10^6$ долл./год.

Таким образом, предлагаемый метод теплоснабжения от источника шахтной воды показывает достаточную высокую экономическую эффективность его практического использования.

Это особенно актуально для шахтерских поселков, отапливаемых шахтными котельными или можно перевести индивидуальное отопление домов на централизованное.

С целью снижения капитальных затрат и повышения эксплуатационной надежности целесообразно широко использовать на шахтах ТН-установки, которые могут преобразовать низкопотенциальную теплоту окружающей среды (например, артезианского водозабора) и передавать ее потребителю на более высоком температурном уровне. В зимнее время можно реально реализовать проект по использованию теплоты глубинной артезианской воды, которая поступает для нужд шахты из скважины. Известно, что температура артезианской воды в зимнее время составляет +8÷9° С.

Для преобразования низкого потенциала глубиной артезианской воды и доведения теплоносителя до температур, пригодных для отопительной системы шахты могут быть использованы серийные фреоновые водоохлаждающие холодильные установки [4], переведенные в теплонасосный режим с доведением температуры конденсации до +70÷80° С. Для работы в режиме теплового насоса такие холодильные установки не требуют существенных конструктивных доработок. С целью повышения температуры теплоносителя до +70÷80° С в этих установках, необходимо заменить фреон-22 на фреон-12, имеющий более высокую температуру конденсации. Водопроводная вода в качестве теплоносителя системы отопления подается в конденсаторы холодильных установок, глубинная вода подается в испарители, где за счет кипения фреона охлаждается до +5÷6° С и подается на хозяйственно-бытовые нужды шахты (рис. 4).

Тепловая энергия от конденсаторов используется в системе теплообеспечения: шахты, отопления и горячего водоснабжения в банно-прачечном комплексе.

В летнее время в испарители вместо артезианской воды подается водопроводная вода из баков-аккумуляторов и используется в качестве холодоносителя при температуре +10° С в системе кондиционирования воздуха в административно-

бытовом комбинате шахты, а в конденсаторах нагревается вода до температуры 55-65° С для горячего водоснабжения.

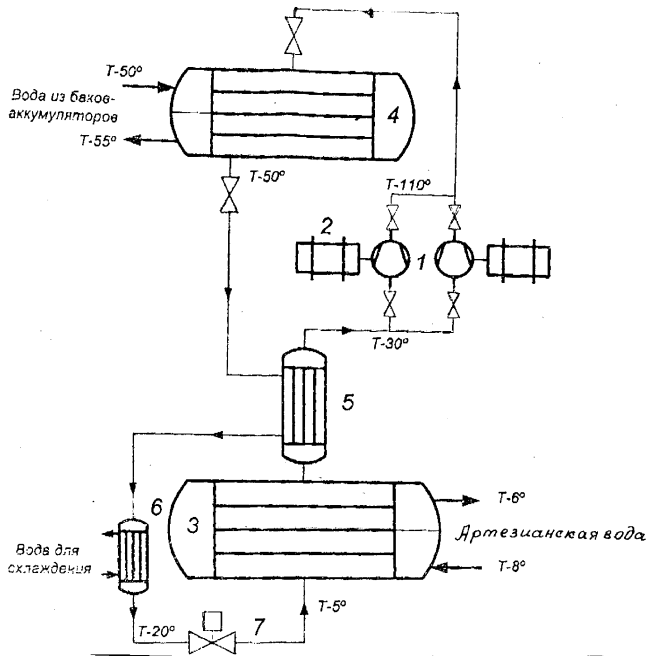


Рис. 4. Принципиальная схема теплонасосной установки подогрева от артезианской воды: 1 – компрессор; 2 – электродвигатель; 3 – испаритель; 4 – конденсатор; 5 – регенеративный теплообменник; 6 – охладитель конденсатора; 7 – соленоидный вентиль

Как известно, для тепловых насосов, потребляющих механическую или электрическую энергию (компрессор, перекачивающий фреон-12), величиной, характеризирующий их эффективность, является коэффициент преобразования K – отношение полученной теплоты к затраченной работе, который всегда больше единицы [4].

Откуда следует, что после теплового насоса потребитель за счет переноса низкопотенциальной теплоты, всегда получает тепловой энергии больше, чем затрачено на его привод, что очень выгодно в системах теплоснабжения, позволяющих значительно экономить энергоресурсы.

Поэтому холодильные фреоновые установки, переведенные на теплонасосный режим, имеют коэффициент преобразования $K = 3 \div 4$, что позволяет ежегодно экономить до 700 т условного топлива.

Выводы. Резюмируя изложенное, можно заключить, что для кардинального повышения эффективности применения теплонасосных установок в теплоснабжении

нужны государственные целевые программы. О перспективности масштабного применения ТН-установок свидетельствует положительный мировой опыт эксплуатации этих установок.

В условиях дороговизны цен на энергоносители тепловые насосные установки могут конкурировать с традиционными энергоносителями и позволяют сэкономить 2,18·т.у.т/год топливно-энергетических ресурсов [5].

Низкопотенциальная тепловая энергия сточных вод, вентиляционных выбросов шахт, артезианской (грунтовой) воды и даже горных пород и атмосферного воздуха является неисчерпаемым источником для отопления, причем тепловые насосы используют эту энергию очень эффективно. Тепловой насос всегда выдает тепловой энергии потребителю больше, чем сам потребляет для его привода. При такой оценке для получения 100 кВт тепловой мощности на выходе ТН-установки необходимо в среднем затратить 30 кВт электрической мощности [6]. В этом важная особенность преобразования тепловой энергии и переноса ее на более высокий температурный уровень с помощью теплового насоса.

При использовании этих насосов отсутствуют выбросы в окружающую среду в виде золы, пыли, дыма и гари от сгорания традиционного топлива, а это значительно улучшает экологическую обстановку, что особенно актуально для угледобывающих регионов и районов Украины, где эксплуатируются тепловые электростанции и котельные.

Учитывая постоянно растущие цены на традиционные энергоносители и экологический фактор, можно утверждать, что в недалеком будущем будут более востребованы.

Список литературы

1. Табаченко Н.М. Альтернативная когенерационная геосистема энергоснабжения в угольной отрасли. – Уголь Украины. – 2008. – С. 3-7.

2. Schrofelbfner H. Entwitklunqstrends in der Kraftwerkstechnik in einem sich andernden energiepolitischtn Umfeld // Electrotchn. Und Informations – techn. – 1996. – Bd. 113. – №2. – S. 72-82.

3. Табаченко Н.М. Когенерация энергоносителей – технология 21-го века. – Уголь. – 2001. – №12. – С. 47-50.

4. Морозюк Т.В. Теория холодильных машин и тепловых насосов. – Одесса: Студия «Негоциант», 2006. – 712 с.

5. Енергетичні ресурси та потоки. – Київ: Укр. енциклоп. знання, 2003. – 472 с.

6. Янтовский Е.И., Левин Л.А. Промышленные тепловые насосы. – М.: Энергоатомиздат, 1989. – 391 с.

© M. Płonka

MEASUREMENTS OF LOAD OF POWER SUPPORTS ON CAVING LONGWALLS

This contribution presents execution of measurements of pressure in the under-piston space of power support legs that were performed on three caving longwalls during their run. The measurement system used for the measurements, its improvement and way of colleting and transferring data have been described. The longwalls subjected to the measurements with a height ranging between 2.15 m do 3.20 m were located at depths of about 750 m, 900 m and 930 m. The results of the measurements have been presented in the form of diagrams of hydraulic medium pressure changes and working support pressure on the roof shown on the maps of the longwall panels where are also shown influences of past mining events in neighbouring seams. The working support pressure on the roof exerted by the powered supports under investigation were determined using a proprietary programme of GIG based on longwall height, under-piston pressure in the support legs, breadth of the shearer's space and the load of the gob shield of the roof support depending on its height.

1 Introduction

In the framework of the investigation project on loading of power supports in caving longwalls there were performed measurements. The magnitude of the loading was expressed as value of under-piston pressure in the power supports' legs which may represent the interaction between the support canopy and the roof above it. Recording and transmitting the results of the measurements was possible thanks to the modern control and monitoring systems introduced into the mining industry to support effectiveness of mining processes. The progress in technology, in particular in the electronics, made it possible to increase the frequency of measurement impulses to the degree that their results may be treated and as continuous data course. Such systems allow performance and recording of measurements of selected parameters, for example pressure the hydraulic medium in the roof support legs, extension length of the powered support rams and by that changes in support location, exact time of measurements, duration of particular operations, etc.

So far measurements of support loading have been performed by means of dynamometer-type measuring instruments. Such measuring facilities included a relatively small

quantity of measurement points and their readings were taken several times a day. An additional problem was that such measurement stands could not follow the longwall advance.

2 Measurement and monitoring system

As a result of the cooperation between the Central Mining Institute and Tiefenbach Polska in one of collieries there was installed a data record system combined with a control system of powered roof supports. The monitoring system allowed observing locations of powered supports on the longwall, averaging pressure in the supports' legs, extension length of their advancing rams and it signalled selected states which have been presented in Figure 1.



Figure 1. Display interface of monitoring system (source: Tiefenbach Polska). Legend: Sciana BH Użytkownik me2 zalogowany – Longwall BH User me2 logged in; System urabiania – System of getting, Parametryzowanie – Parameterisation; Sterowanie – Control; Konfiguracja – Configuration; Protokołowanie – Logging; Statystyka – Statistics; Funkcje systemowe – System functions; Okno – Window; Język – Language; Potwierdzenie – Validation; Praca normalna – Normal mode; Wysuw – Extension length; Sygnalizacja nieprawodłowości w układzie hydraulicznym – Signalling abnormalities in hydraulic system

Moreover the system allowed recording data on a hard disk in a BARTEC computer installed underground and transmitting them to a computer-based visualisation system located on the surface to monitor longwall mining processes. The system was such configured and optimised as to obtain maximum possible density of collected data. A pictorial diagram of the measurement and monitoring is presented in Figure 2.

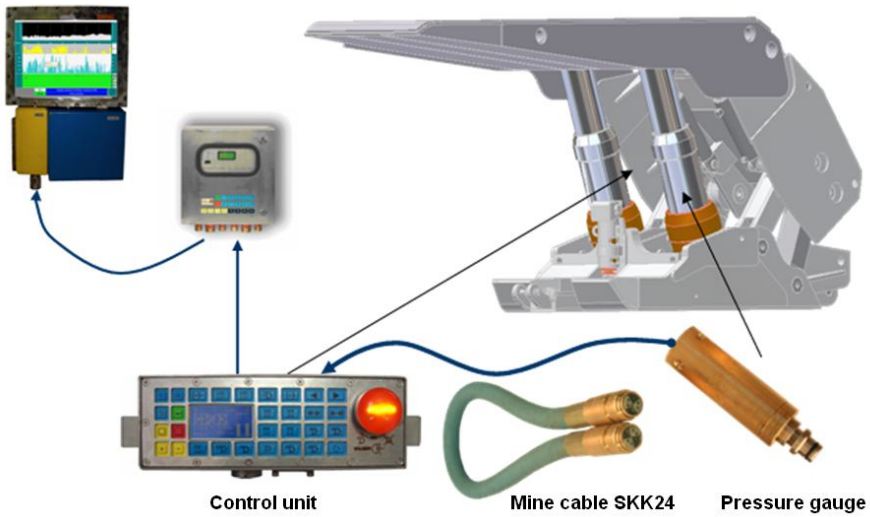


Figure 2. Diagram of measurement and monitoring system (source: Tiefenbach Polska)

Averaging readings of pressure sampling of all the powered support units were transmitted in the form of packet-switched data and recorded. Pressure gauges of type DANA 6024 with a range of 0 ÷ 50 MPa and accuracy of 1.5% were applied in the system. The applied format of data recording allowed taking pressure readings with accuracy up to one tenth. The applied power supports was characterised by a height range of 1.4 ÷ 3.4 m and was equipped with hydraulic legs with side valves set to 47 MPa (accuracy of 5%). So the measurement range of the pressure gauges was fully used. At these adjustments there were recorded pressures in the legs of the supports in the longwall which was located at a depth of 660 ÷ 780 m. The measurements were performed from mid-April to mid-September 2006. In the time the longwall's height ranged from 2.15 to 2.45 m and made an advance of circa 480 m. Maximum pressures recorded are presented in Figure 3 in the form of coloured dots (grey shades) each dot representing one square metre of the longwall panel area. The colourless areas visible on the maps represent the longwall advance lengths where no measurements were made for technological reasons, e.g. failures of the measurement system or impossibility of using required quantity of system lines. The presented depiction of pressure distribution is a result of processing circa 1.7 million meas-

urement readings from which 0.18 million have been rejected as erroneous or uncertain. The obtained data cover about 91% of the longwall panel.

Experience gained while performing the measurements on longwall A was used during the second measurement action performed on longwall B located at a depth from 820 to 910 m. The face was equipped with the same type of support units as longwall A. Longwall B was run from mid-March to early November 2007, its height varied between 2.40 and 3.20 m, and covered a total advance of ca. 460 m. Maximum pressure values reached on the longwall were assigned to 1 m^2 areas of its panel and are shown in Figure 4. The depiction of pressure distribution within longwall B is a result of processing of 1.3 million readings from which circa 0.06 million ones were rejected as erroneous or uncertain. In this case the data obtained covered circa 71% of the longwall's panel area. While longwall B advanced it was decided to make a change in the measurement system. A new firmware was implemented to increase the frequency measurement readings and their recording. After the modification the system allowed, while the hitherto basic packet-switched data mode was maintained (it made recording of data from all the support units every 15 minutes), recording pressure changes individually in each leg of each of the power supports when such a pressure change exceeded a value of 10 bar in the meantime between recordings of the packets.

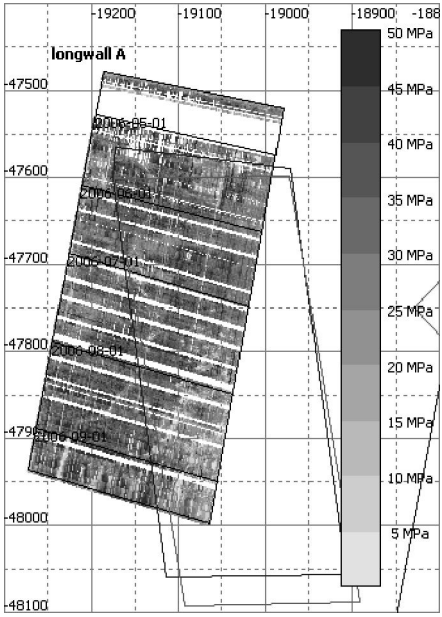


Figure 3. Results of pressure measurements on longwall A

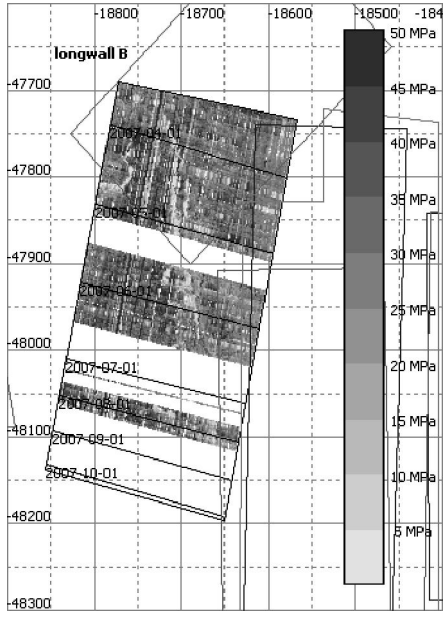


Figure 4. Results of pressure measurements on longwall B

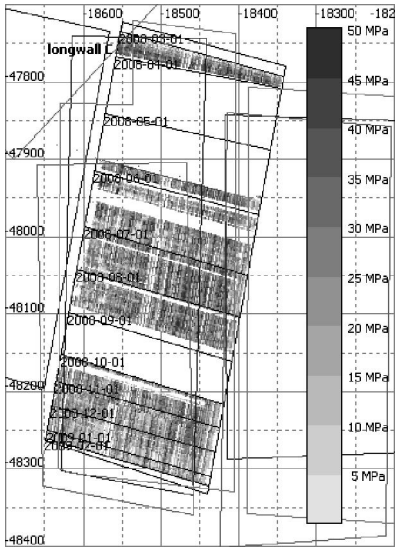


Figure 5. Results of pressure measurements in the longwall C

In longwall C which was located nearby the goaf of longwall B the measurements were performed in full by means of the modified system. Longwall C had a height varying between 2.65 and 3.05 m, was run at a depth of 880 ÷ 960 m, and covered an advance of circa 520 m. It was run from late February 2008 to late February 2009. Maximum pressure values reached on the longwall were assigned to 1 m^2 areas of the longwall's panel and are shown in Figure 5. The depiction of the pressure distribution on longwall C is a result of processing of circa 18 million measurement readings covering about 51% of the longwall's panel area.

3 Model for computing the working support pressure of powered supports

To determine the working support pressure of powered supports at a pressure measured in the under-piston space of the support's legs they used the computation formula presented in Figure 6.

The formula was developed at the Central Mining Institute (GIG) based on detailed measurements of powered roof supports aimed at determining their geometry, pressure in their legs and adjusting hydraulic cylinder of the canopy, canopy inclination angle, etc. and makes it possible to compute the working support pressure exerted on the roof by a powered support unit using the data. For the computations there were assumed: breadth of shearer's working space, parallel mutual position of canopy and base, varying load of the support's gob shield depending on its inclination, and varying support (longwall) height in different sections of the longwall's advance length.

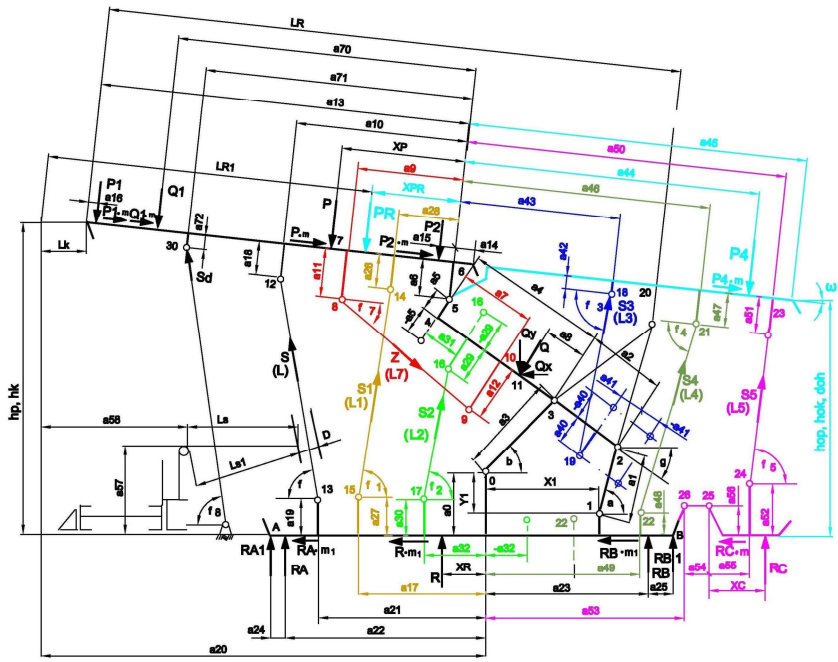


Figure 6. Diagram of the applied geometrical model and forces in the support

Relation between the working support pressure of the power supports under consideration working within a range of 1.4 ÷ 3.4 m at the maximum hydraulic leg pressure of 47 MPa is depicted in Figure 7.

Further there were carried out computations for different pressures in order to obtain the working support pressure as a function of the working height of the support and pressure in its legs. By using the multiple regression (a correlation coefficient of 0.999 was obtained for some ranges of longwall height), the working support pressure was computed for the powered supports represented in Figure 8, 10 and 11.

4 Depiction of the working support pressure of powered supports

The maximum levels of pressure in the under-piston space of the legs presented in Figure 3, 4 and 5 were converted into the working support pressures of face supports according to the methodology presented in chapter 3 and presented in Figure 8, 10 and 11.

For longwall A where the performed measurements covered the largest percentage of the longwall panel the contour line diagram of averaging working support pressure presented in Figure 9 was additionally prepared by means of the software package STATISTICA 8.0. It is observable that largest loads are located in the middle part of the

longwall panel which additionally increase in the direction towards the seam area non-distressed by earlier extraction.

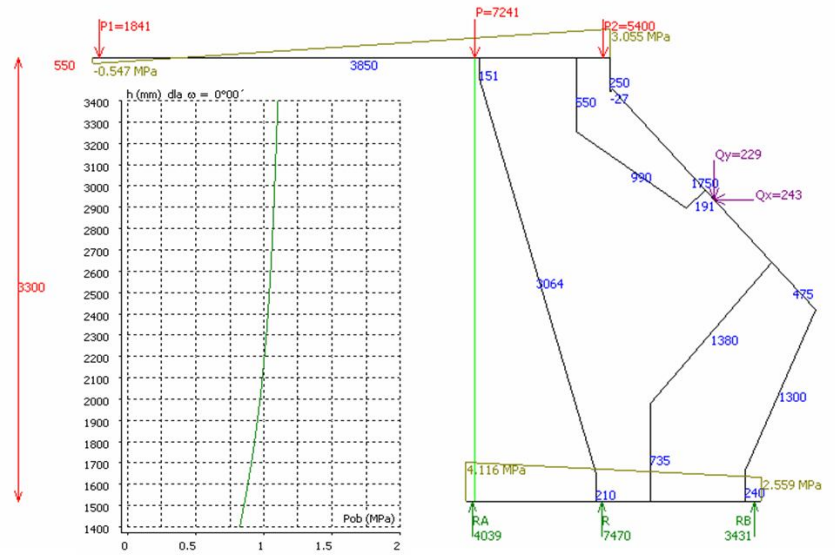


Figure 7. Relation between the working support pressure of the powered support unit under investigation and its height, at its maximum under-piston pressure in its legs

For all the three longwalls the obtained measurement readings were dived into categories of values and the quantities of readings rated among each of the category were referred to the quantity of all the readings do determine their percentages in the whole. The value categories were sub-ranges of the range from setting support pressure to rated support pressure on the roof (support capacity) of the support units under investigation. The percentages should show to what degree the rated support pressure was used during extraction performed in longwalls. The presented depictions present the real, i.e. working support pressure exerted on the roof in longwalls A, B and C.

It was assumed for the purposes of the analysis that a properly set support unit should have an in-leg / under-piston pressure of at least 20 MPa. Results are presented in Figure 12. In case of longwall A it accounted for circa 81% of the total quantity of measurement readings, in case of longwall B for circa 75% whereas in case of longwall C for circa 53% of all measurements.

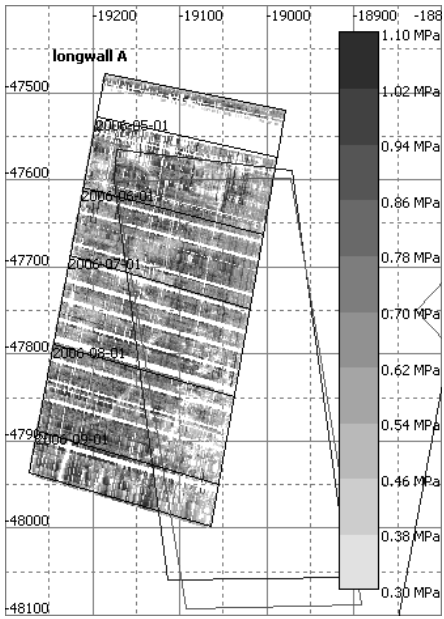


Figure 8. Diagram of load-bearing capacity developed in longwall A

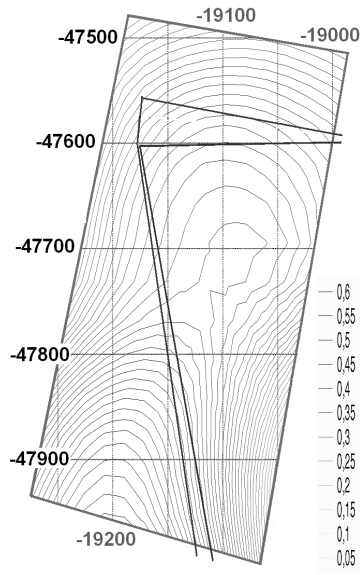


Figure 9. Contour diagram of load-bearing capacity developed in longwall A

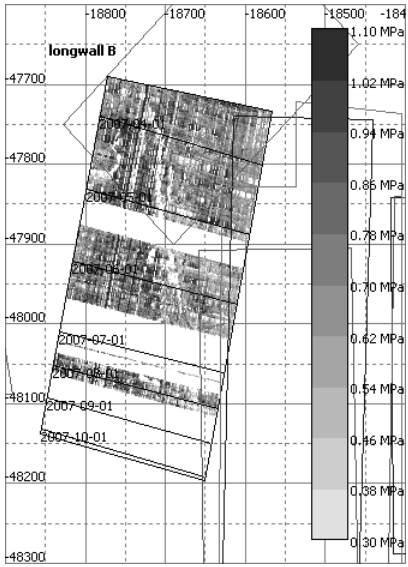


Figure 10. Diagram of load-bearing capacity developed in longwall B

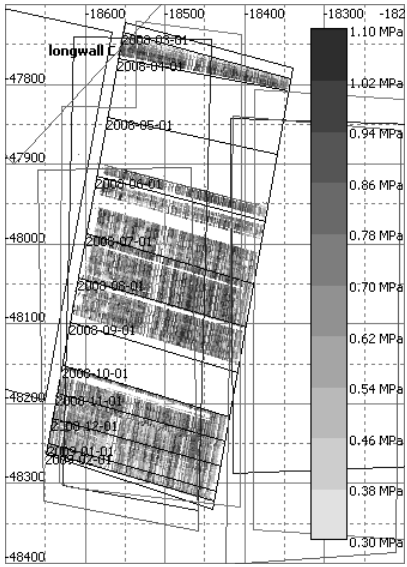


Figure 11. Diagram of load-bearing capacity developed in longwall C

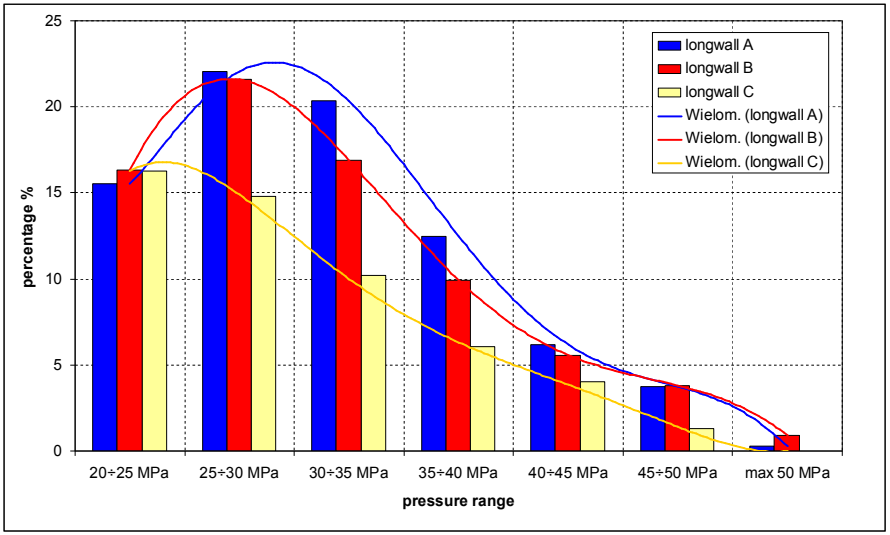


Figure 12. Pressure distribution

5 Summary

The presented diagrams of the working support pressure which may be treated as the support's reaction to the load exerted on the support by the roof, allow formulating the following observations and conclusions:

1. By recording the pressure in the under-piston space it is possible to determine areas with different rock-mass pressure within a longwall panel, e.g. ones caused by influence of edges, residual parts of seam or geological disturbances/ faults.

2. By relating the measured level of working support pressure to the setting pressure against the roof at a medium supply pressure of circa 20 MPa (which should then amount to ca. 0.4 ÷ 0.5 MPa depending on the support's current /working height) it is possible to observe many areas in which powered support units have not been properly set (pressed against the roof).

3. During the whole extraction process carried out by longwalls A, B and C the highest working support pressures of the powered roof supports, i.e. ones corresponding to the range of the in-leg pressures from 40 MPa upwards were attained by circa 10% ÷ 5% measurement readings.

For a more comprehensive analysis of influences of such loads it is necessary to continue measurements and investigations of the type with the aim of collecting more data which then will be more representative. At the same time the measurement technology should be improved to be more reliable and to enable increase in the frequency of measurements.

УДК 622.817.4

© Е.А. Коровяка, И.И. Пугач,
В.С. Астахов, А.С. Катульский

ПЕРСПЕКТИВЫ УТИЛИЗАЦИИ МЕТАНО-ВОЗДУШНОЙ СМЕСИ ИЗ СИСТЕМЫ ДЕГАЗАЦИИ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «ДОБРОПОЛЬСКАЯ»

В статті розглядаються питання можливості перспективи утилізації шахтного метану з системи дегазації шахти «Добропільська», необхідності комплексного підходу до даної проблеми та її поетапного вирішення.

В статье рассматриваются вопросы возможности перспективы утилизации шахтного метана из системы дегазации шахты «Добропольская», необходимости комплексного подхода к данной проблеме и ее поэтапному решению.

In the article the questions of possible prospect of utilization of mine methane are examined from the system of degassing of mine «Dobropol´skaja», necessities of the complex approach to the given problem and its stage-by-stage decision rise.

Одной из основных причин, ограничивающих добычу полезного ископаемого при неизбежном углублении горных работ, является высокая метанообильность угольных пластов и пород. Технические возможности современных очистных комплексов значительно превышают максимально допустимую нагрузку на лаву по газовому фактору. В таких условиях применение дегазации является важным технологическим процессом, который позволит снизить поступление метана в горные выработки, увеличить нагрузку на очистной забой и повысить безопасность ведения горных работ.

Традиционная технология подземной разработки угольных пластов повышенной газообильностью предусматривает дегазацию шахтного метана, с последующим его разбавлением и выбросом в атмосферу вместе с рудничным воздухом.

Поле шахты «Добропольская» расположено в северо-западной части Красноармейского угольного района Донбасса, по газообильности шахта отнесена к сверхкатегорной и опасной по взрывчатости угольной пыли. Газообильность шахты: абсолютная – 30,53 м^3/мин, относительная – 45,32 м^3 на т/сут. добычи.

Пласты l_2 и l_3 с глубины 400 м разрабатываются с ведением локального прогноза, а в зонах повышенного горного давления – с текущим прогнозом.

Предельная газоносность угольных пластов до глубины 180-280 м составляет до 5 м^3/т, до 300-400 м до 10 м^3/т, до глубины 470-550 м до 15 м^3/т, до глубины 560-650 м до 20 м^3/т. К нижней технической границе шахтного поля природная газоносность превышает 20 м^3/т.

Постановка задачи

Для повышения безопасности горных работ, увеличения нагрузки на очистной забой выемочных участков, в настоящем работе предусматривается комплексная дегазация следующих источников метановыделения:

1) – выработанного пространства:

1.1 – изолированный отвод метана за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающей установки ВМЦГ-7М и трубопровода диаметром 800 мм;

1.2 – дегазация выработанного пространства при помощи перфорированных отростков труб, оставляемых в выработанном пространстве;

2) – дегазация подрабатываемой газонасыщенной углепородной толщи при помощи дегазационных скважин, пробуренных из погашаемой вентиляционной выработки навстречу очистному забою.

Все мероприятия содержат в своей основе обособленный отвод метана от источников через систему дегазационных трубопроводов на выработки с исходящей струей, где газ разбавляется и выбрасывается в атмосферу.

Для обоснования параметров дегазации необходимо определить:

1. Параметры бурения дегазационных скважин, пробуренных на сближенные пласты;
2. Метанодобываемость дегазационных скважин;
3. Концентрацию метана в отсасываемой метановоздушной смеси (МВС);
4. Параметры дегазационного газопровода.

Обоснование решений

Расчет необходимой эффективности дегазации

Средний дебит метана в исходящей струе участка с учетом неравномерности его выделения должен быть:

$$I_{исх.доп} = \left(\frac{Q_{исх}}{194} \right)^{1,16},$$

где $Q_{исх}$ – расход воздуха в исходящей струе, м^3/мин

$$Q_{исх} = Q_{пост} - Q_{тр} - Q_{свечи},$$

$Q_{пост}$ – расход воздуха, подаваемого на участок, м^3/мин; $Q_{пост}$ = 1093,2 м^3/мин;

$Q_{тр}$ – расход газовой смеси на всосе в газоотсасывающие трубы, м^3/мин;

$Q_{свечи}$ – расход газовой смеси, извлекаемой перфорированными отростками труб, оставляемых в выработанном пространстве, м^3/мин;

$Q_{тр} = 210$ м^3/мин; $Q_{свечи} = 38$ м^3/мин – по данным шахты ВТБ.

Таблица 1

ОЖИДАЕМОЕ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЕ НА ВЫЕМОЧНОМ УЧАСТКЕ ПЛАСТА m_4^0

Планируемая добыча, т/сут	Длина лавы, м	Ожидаемое метановыделение, м^3/мин			
		всего по участку	из пласта	из кровли	из почвы
1400	200	39	2,24	33,99	2,72

$$Q_{исх} = 1093{,}2 - 66{,}7 - 40 = 883{,}2 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$I_{исх.доп} = (883{,}2/194)^{1{,}16} = 55{,}8 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Дебит метана в газоотводящем трубопроводе составит:

$$I_{тр} = \frac{Q_{тр} \cdot C_{тр}}{100},$$

$$I_{тр} = 0{,}01 \cdot 210 \cdot 3{,}5 = 7{,}35 \text{ м}^3/\text{мин}$$

где $C_{тр}$ – допустимая концентрация метана в трубопроводе, % (принимается равной 3,5%);

Следовательно, средствами дегазации необходимо каптировать:

$$I_{дег} = I_{уч} - I_{исх.доп} - I_{тр},$$

$$I_{дег} = 39 - 5{,}8 - 7{,}35 = 16{,}36 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Дебит метана, каптированного дегазационными скважинами:

$$I_{скв} = I_{кр} \cdot k_{д.скв}$$

где $I_{кр}$ – метановыделение из кровли, м^3/мин;

$k_{д.скв}$ – коэффициент эффективности дегазации скважинами: для лав со схемой вентиляции типа 3-В $k_{д.скв} = 0{,}7$; для лав со схемой вентиляции типа 1-М $k_{д.скв} = 0{,}5$ (скважины остаются работать в выработанном пространстве)

$$I_{скв} = 33{,}99 \cdot 0{,}5 = 17{,}0 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$I_{скв} > I_{дег} \qquad 17 > 16{,}36 \text{ – условие выполняется}$$

Если условие не соблюдается, дебит метана в исходящей струе больше допустимого:

$$I_{дег} = I_{уч} - I_{скв} - I_{тр} - I_{свечи}.$$

$$I_{дег} = 39 - 17 - 7{,}35 - 9{,}5 = 5{,}17 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Для обеспечения плановой нагрузки на очистной забой расход воздуха в исходящей струе должен быть:

$$Q_{исх.р} = \frac{194 \cdot I_{дег}^{0,86}}{C - C_0},$$

где C – допустимая согласно ПБ концентрация метана в исходящей струе вентиляционной выработки, %;

C_0 – концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %.

Если не будет обеспечен требуемый расход воздуха, подаваемого на участок, необходимо снизить нагрузку на очистной забой так, чтобы дебит метана, выделяющегося на участок, был не более:

$$I_{уч} \le \frac{I_{исх.доп}}{d_{пл} + d_{вп}\left(1 - k_{дег.общ}\right)},$$

где $d_{пл}$ и $d_{вп}$ – доли метановыделения из пласта и выработанного пространства в газовом балансе участка, доли ед.;

$k_{дег.общ}$ – общая эффективность дегазации кровли и выработанного пространства

$$Q_{исх.р} = (194 \cdot 5{,}17^{0,86})/(1 - 0{,}05) = 838{,}67 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$838{,}67 < 883{,}2 \qquad Q_{исх.р} < Q_{исх}$$

Следовательно, при данной эффективности дегазации источников метановыделения, будет обеспечен требуемый расход воздуха

$$k_{дег.общ} = \frac{I_{скв} + I_{тр} + I_{свечи}}{I_{уч}}.$$

$$k_{дег.общ} = (17 + 7{,}35 + 9{,}5)/39 = 87\%.$$

Выполненные расчеты показывают, что заданная эффективность дегазации при планируемой нагрузке и подачи воздуха на участок обеспечивает газовую безопасность при отработке пласта m_4^0.

Расчет параметров дегазационных скважин

Основными источниками метана на выемочном участке являются подрабатываемые угольные пласты и породы, метановыделение из которых составляет 87% общего дебита на участке. Поэтому этот источник должен быть дегазирован в первую очередь.

При дегазации в период эксплуатации шахт согласно стандарту [1] параметры скважин устанавливаются опытным путем на основе данных о фактической эффективности дегазации в конкретных горно-геологических условиях разработки угольных пластов.

Положение скважины определяется тремя параметрами [1] согласно рис. 1:

l_c – длиной скважины, м;

β – углом между скважиной и горизонтальной плоскостью, град;

φ – углом между проекцией скважин на горизонтальную плоскость и перпендикуляром к оси выработки в той же плоскости, град.

В стандарте [1] для определения параметров дегазационных скважин, пробуренных впереди очистного забоя расчетная формула дается для угла наклона скважины β, а длина скважины l_c принимается по таблице в зависимости от их количества и мощности междупластья.

Угол разворота φ для условий Донбасса рекомендуется принимать в диапазоне 60<= φ <=70º, руководствуясь удобством положения станка в выработке.

Принимаем конечный диаметр скважины $d_c = 0{,}076$ м, глубину герметизации $l_c = 10$ м, расстояние между скважинами $r_c = 15$ м.

Исходя из расстояния между разрабатываемым пластом и наиболее мощным из подрабатываемых пластов, выбираем по таблице В.1 стандарта [1] длину скважин такой, чтобы одновременно работали две-три скважины, учитывая, что с увеличением длины возрастает продолжительность эффективной работы скважины.

При расстоянии до сближенного пласта 50 м принимаем длину скважины равной 120 м, при этом количество одновременно работающих скважин $n_c = 3$.

Определяем угол наклона скважины к горизонту по формуле:

$$\beta = 2arctg \frac{l_c - \sqrt{l_c^2\left(1 + r^2 tg^2\alpha\right) - \dfrac{M^2}{\cos^2\alpha}}}{\dfrac{M}{\cos\alpha} \pm l_c r \cdot tg\alpha},$$

где $r = cos\varphi$ – при бурении скважин из выработки, пройденной по простиранию пласта;

$r = sin\varphi$ – при бурении скважин из выработки, пройденной по восстанию (па-

дению) пласта;

M – наименьшее расстояние от места бурения скважины до пласта, на который бурят скважину, м.

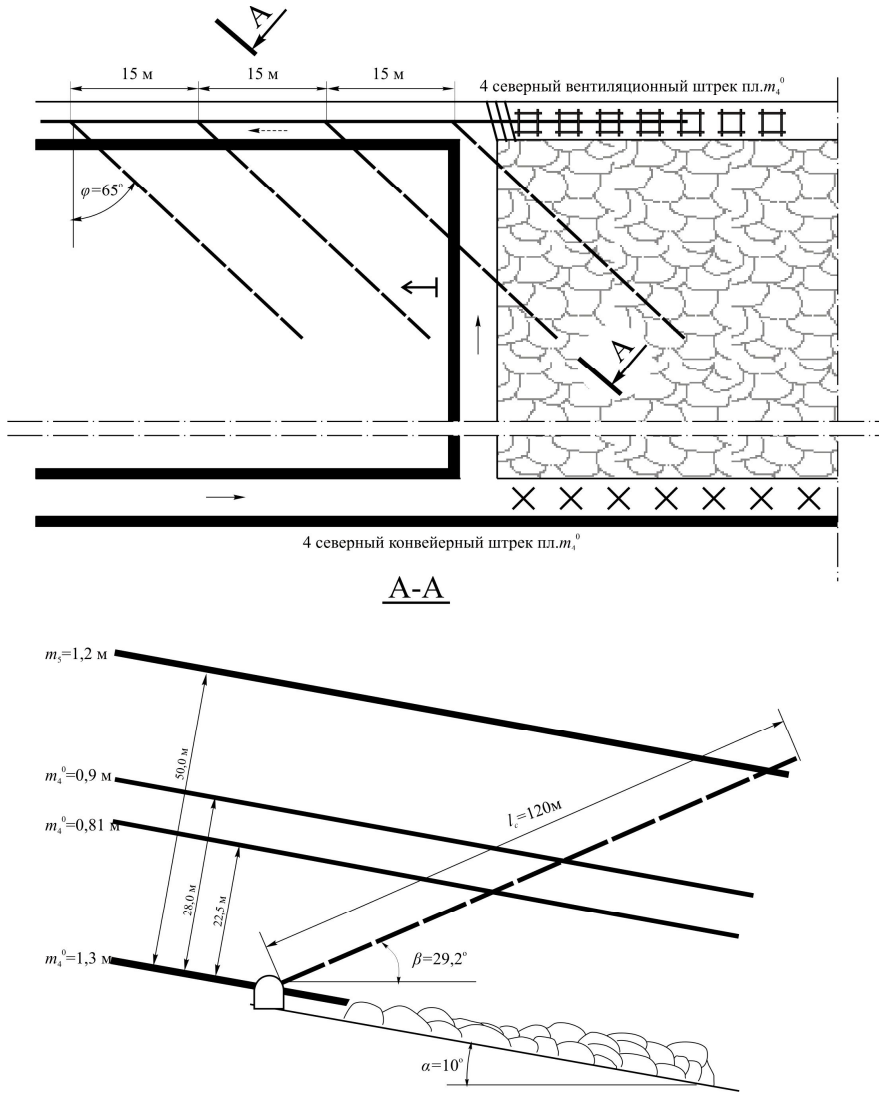


Рис. 1. Схема дегазации подрабатываемого пласта скважинами, пробуренными навстречу очистному забою

Верхний знак «+» или «–» принимается при бурении скважины по восстанию пласта, нижний – по падению пласта.

Принимаем $\varphi = 65$ град.

Поскольку бурение скважин осуществляется из выработки, пройденной по простиранию пласта $r = cos(65) = 0{,}422$

$$\beta = 2arctg \frac{120 - \sqrt{120^2\left(1 + 0{,}422^2 tg^2 10\right) - \dfrac{50^2}{\cos^2 10}}}{\dfrac{50}{\cos 10} - 120 \cdot 0{,}422 \cdot tg10} = 29{,}2 \text{ град.}$$

Дегазация кровли производится скважинами, пробуренными из вентиляционного штрека навстречу очистному забою. Скважины бурятся из камеры с разворотом на очистной забой с параметрами, указанными в таблице 2. Параметры скважин определены в соответствии с рекомендациями для данных горно-геологических условий, разработанными МакНИИ.

Эффективность дегазации данным способом согласно стандарту [1] составляет 50%.

Таблица 2

ПАРАМЕТРЫ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН,
ПРОБУРЕННЫХ НА ПОДРАБАТЫВАЕМЫЕ ПЛАСТЫ

Параметры	Значение
Разворот от оси штрека, град	65
Наклон к горизонту, град	29,2
Длина, м	120
Конечный диаметр, мм	0,076
Глубина обсадки, м	10
Интервал бурения, м	15

Определяем среднее расстояние $h_{ср}$ в метрах от концов ненарушенных частей скважин до кровли разрабатываемого пласта (ненарушенной частью буровой скважины в условиях бурения навстречу очистному забою считается ее часть от устья до пересечения плоскостью разгрузки пород над выработанным пространством со стороны очистного забоя) по формуле:

$$h_{ср} = 3 \cdot m_в + 0{,}5 \cdot M \text{ , м,}$$

где $m_в$ – вынимаемая мощность пласта, м

$$h_{ср} = 3 \cdot 1{,}3 + 0{,}5 \cdot 50 = 28{,}9 \text{ м}$$

Определим ориентировочное количество метановоздушной смеси поступающее в дегазационный трубопровод.

Расход МВС на выемочном участке определяется по формуле

$$Q = I_{скв} + Q_{по}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

где I – расход каптируемого метана на выемочном участке, м^3/мин;

$Q_{по}$ – подсосы воздуха в скважины на участке, м^3/мин,

$$Q_{по} = n_c A \exp\left(-b' \frac{h_{ср}}{m_в}\right) B^f,$$

где n_c – количество дегазационных скважин на j -м выемочном участке;

A, b', f – эмпирические коэффициенты, принимаемые по [1];

B – разрежение в устье скважины, мм рт. ст.

Принимаем равным 50 мм рт. ст.

$$Q_{по} = 3 \cdot 0{,}73 \cdot exp\left(-0{,}2 \cdot \left(28{,}9/1{,}3\right)\right) \cdot 50^{0{,}56} = 14{,}15 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Концентрацию метана в метановоздушной смеси, каптируемой дегазационными скважинами определяется по формуле:

$$C_{скв} = 100 \cdot \frac{I_{скв}}{Q_{скв}} = 100 \cdot \frac{I_{скв}}{Q_{п.о} + I_{скв}}, \%$$

$$C_{скв} = 100 \cdot 17/\left(14{,}15 + 17\right) = 54{,}57\%$$

Расчет параметров и режима дегазации отростками газопровода

Расчет параметров и режима дегазации отростками газопровода проводят в следующем порядке.

Определяем дебит метана $I_{необх}$, который необходимо каптировать для достижения нужной эффективности дегазации выработанного пространства:

$$I_{необх} = 11{,}83 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Находим расстояние X в метрах от очистного забоя до места в выработанном пространстве, где выполняется условие $I_{необх} = I_X$

$$I_X = I_{в.п.}\left(\frac{X}{L}+1\right)\cdot exp\left(-\frac{X}{L}\right)$$

где L – расстояние от очистного забоя, на котором наблюдается максимальное выделение метана из сближенных пластов, м.

L определяем по формуле:

$$L = 9 + 0{,}81 \cdot M_{ср},$$

где $M_{ср}$ – средневзвешенное расстояние до подрабатываемых пластов, которые залегают не далее $M_{ср}$ от разрабатываемого. Определяют по формуле В.5 стандарта [1].

$$L = 9 + 0{,}81 \cdot 58{,}25 = 56{,}18 \text{ м}$$

С помощью функции «Подбор параметра» приложения Microsoft Excel определяем значение X, при котором выполняется условие $I_{необх} = I_X$, $X = 77{,}3$ м.

$$I_X = 19{,}72 \cdot \left(\left(77{,}3 / 56{,}18\right)+1\right)\cdot exp\left(-77{,}3 / 56{,}18\right) = 11{,}83 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Определяют расход метановоздушной смеси Q_c, который необходимо каптировать, и содержание, в нем метана C_x:

$$Q_c = 40{,}26 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$C_x = 100 \cdot 11{,}83 / 40{,}26 = 29{,}4\%$$

Определяют необходимую подачу метановоздушной смеси Q_H вакуум-насосом с учетом подсосов воздуха в газопровод, тип и количество насосов ($n_н$)

$$Q_H = 44{,}06 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$n_н = \frac{K_1 + K_2 \cdot Q_н}{350}$$

Для насосов ВВН2-150 $K_1 = 10$; $K_2 = 5{,}0$.

$$n_н = \left(10 + 5 \cdot 44{,}06\right)/350 = 0{,}66 \text{ принимаем } n_н = 1.$$

Для дегазации шахты применяют водокольцевые вакуум-насосы ВВН2-150.

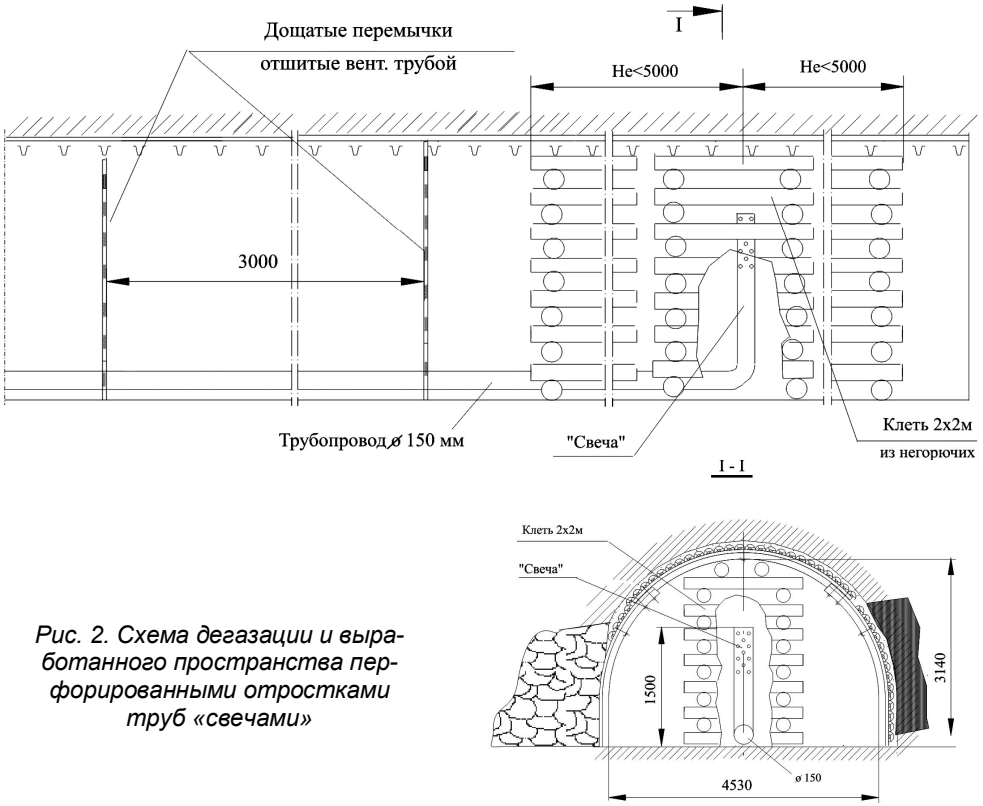


Рис. 2. Схема дегазации и выработанного пространства перфорированными отростками труб «свечами»

Давление во всасывающем патрубке вакуум-насоса $P_в$:

$$P_в = 230{,}3 \text{ мм рт. ст.}$$

Удельные потери давления в газопроводе $\Delta P_{уд}$:

$$\Delta P_{уд} = 0{,}1267 \text{ мм рт. ст.}$$

Диаметр труб $d_г$:

$$d_г = 0{,}325 \text{ м.}$$

Определяем давление метановоздушной смеси в газопроводе $P_г$ у места установки отростка, ближайшего к очистному забою:

$$P_г = 441{,}05 \text{ мм рт. ст.}$$

Определяем эквивалентный диаметр $d_Э$ совокупности отростков, соединенных с газопроводом, при котором обеспечивается требуемый расход метановоздушной смеси по формуле:

$$d_Э = \left(\frac{4{,}8 \cdot 10^{-5} \cdot l_{э.г} \cdot Q_c^2}{P_{в.п}^2 - P_г^2} \right)^{0{,}188}$$

где $l_{э.г}$ – длина газопровода, с которым соединены отростки, м;

$P_{в.п}$ – давление метановоздушной смеси в выработанном пространстве на глубине вентиляционной выработки (H), мм рт. ст.

$$P_{в.п} = 760 \cdot \left(1 + 1{,}17 \cdot 10^{-4} H\right)$$

$$P_{в.п} = 760 \cdot \left(1 + 1{,}17 \cdot 10^{-4} \cdot 450\right) = 800 \text{ мм рт. ст.}$$

$$d_Э = \left(\frac{4{,}8 \cdot 10^{-5} \cdot 90 \cdot 40{,}26^2}{800^2 - 441{,}05^2} \right)^{0{,}188} = 0{,}125 \text{ м}$$

Газопровод с присоединенными к нему отростками представляет собой систему отрезков труб, соединенных последовательно и параллельно (рис. 3).

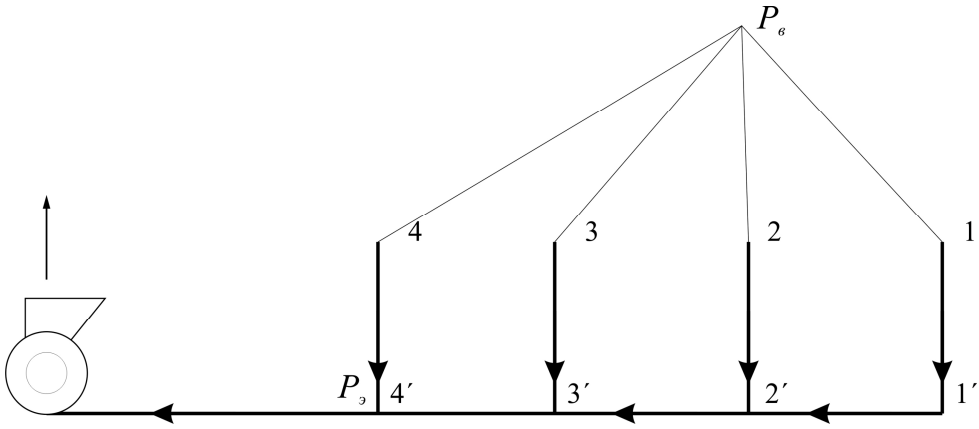


Рис. 3. Схема соединения перфорированных отростков газопровода

Подбираем диаметр отростков таким, чтобы эквивалентный диаметр системы труб был равен требуемому, путем расчета эквивалентных диаметров последовательно соединенных труб.

При последовательном соединении эквивалентный диаметр $d_{э.п}$ определяют по формуле:

$$d_{э.п} = \left(\frac{\left(d_{пр.k-1} \cdot d_г\right) \cdot \left(l_{k-1} + l_k\right)}{l_{k-1} \cdot d_г^{5,33} + l_k \cdot d_{пр.k-1}} \right)^{0,188}$$

где k – порядковый номер отростка газопровода;

$d_{пр.k-1}$ – эквивалентный диаметр параллельного соединения на участке трубы, предшествующей участку, для которого определяется эквивалентный диаметр, м;

$d_г$ – диаметр газопровода, м;

l_{k-1} – длина газопровода перед (по ходу метановоздушного потока) участком, для которого рассчитывают эквивалентный диаметр, м;

l_k – длина участка газопровода, соединенного последовательно с системой труб, для которого ранее определен эквивалентный диаметр (расстояние между отростками газопровода), м.

Расчет проводим для диаметра отростков ($d_{о.г}$) и интервала газопровода между ними (l_k) в соответствии [1]. При этом за эквивалентную длину газопровода ($l_{э.г}$) принимают равной X, а количество отростков $n_{о.г}$ определяют по формуле:

$$n_{о.г} = \frac{X}{l_k}.$$

Принимаем $l_k = 30$ м, тогда $d_{о.г} = 0,1$ м.

$n_{о.г} = 77,3 / 30 = 2,57$ принимаем $n_{о.г} = 3.$

Организация работ по проведению дегазации

Бурение скважины до проектной глубины осуществляют при условии отвода метана в газопровод с помощью специального устройства ГУБС (герметизатор устья буровой скважины), испытанного МакНИИ и допущенного к применению в установленном порядке.

Бурение дегазационных скважин проводят в следующем порядке:

1) бурение скважины на глубину обсадки;

2) обсадка скважины с герметизацией затрубного пространства;

3) подключение скважины к участковому газопроводу;

4) бурение на проектную глубину.

Герметизация обеспечивается с помощью механических герметизаторов ГДПМ. Внедрение ГДПМ повысит концентрацию метана в метановоздушной смеси, что позволит использовать каптируемый подземными скважинами метан в шахтных котельных (при концентрации метана в смеси 30% и более).

ГДПМ – секции из металлических или пластмассовых труб длиной 2 м с уплотнительными поролоновыми манжетами длиной 1 м предварительно сжатыми и закрепленными полиэтиленовой пленкой (табл. 3).

Таблица 3

ХАРАКТЕРИСТИКА ГЕРМЕТИЗАТОРА ГДПМ

Диаметр скважины под обсадку, d_c, мм	Диаметр обсадной трубы, d_T, мм	Диаметр манжеты, мм		Степень сжатия раскрытой манжеты, $P_{сж}$
		сжатой, $d_{мс}$	полностью раскрытой, $d_{мр}$	
112	89	99	129	4,0

Дегазационные трубы должны выдерживать давление:

– 0,6 МПа при прокладке газопровода в горизонтальных и наклонных выработках;

– 1,6 МПа при прокладке в вертикальных выработках.

В случае возможного нарушения герметичности газоотводящего трубопровода (при наличии пород почвы, склонных к вспучиванию), на нем надо предусмотреть тройники для присоединения дополнительных отростков на расстоянии от 30 м до 50 м. Отростки присоединяют к основной трубе в случае падения содержания метана в отсасываемой метановоздушной смеси. Такая конструкция дает возможность исключить отсасывание метановоздушной смеси вблизи очистного забоя, в местах с низким содержанием метана.

О перспективах утилизации

Исходя из анализа данных по предприятию, очевидна перспектива освоения утилизации метана из системы дегазации, а позже и переход на попутную добычу газа.

Наиболее вероятным будет поэтапная реализация данного проекта.

Обособленный отвод метано-воздушной смеси из дегазационной системы без разбавления на поверхность с концентрацией более 35% дает возможность его дожигать в свече.

Данное мероприятие позволит получить быстрый экономический эффект за счет снижение платежей экологического сбора.

За первый квартал 2009 года предприятием выброшено в атмосферу 2708 т

CH_4. Экологический сбор составляет 2708 т ·17,00 грн = 46037 грн.

Процесс сжигания метана описывается химической реакцией

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O$$

Из чего следует, что результатом сгорания является менее вредный парниковый газ CO_2 и водяной пар.

При сжигании из одной молекулы CH_4 образуется одна молекула CO_2.

В массовом соотношении при сжигании 1 т CH_4 образуется 2,752 т CO_2.

Следовательно, за квартал CO_2: $2708 \cdot 2{,}752 = 7452{,}4$ т.

Экологический сбор составляет $7452{,}4$ т$\cdot 3{,}00$ грн = 22357 грн.

Экономический эффект составляет $(46037 - 22357) \cdot 4 = 94720$ грн/год.

Следующим этапом, возможно, станет продажа углеводородных квот.

Впоследствии, после формирования подземной газотранспортной системы, и получения стабильных концентраций и объемов метана, станет целесообразным внедрение когенерационной установки, газогенератор и других систем утилизации.

При получении стабильных объемов, по опыту зарубежных предприятий, в систему утилизации включается газохранилище, как буферный накопитель перед системой очистки и обогащения для промышленного и бытового применения.

С точки зрения экологии, извлечение метана из массива горных пород, с его последующей утилизацией, является шагом вперед на пути решения экологических проблем, таких как глобальное потепление вследствие парникового эффекта, энергетический и сырьевой кризис и многое другое. Негативным последствием выброса шахтного метана является образование парникового эффекта. По данному показателю шахтный метан в 10 раз интенсивнее углекислого газа. Попадая в атмосферу в свободном состоянии, он способствует значительной прогрессии перспектив экологической катастрофы.

Список литературы

1. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. / Стандарт – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с.

УДК 622.333:658.5

© В.Б. Мельник, И.Г. Авдиенко

ОПЫТ РАБОТЫ ОАО «ШАХТА «КОМСОМОЛЕЦ ДОНБАССА»

Наведено досвід роботи передового підприємства з видобутку енергетичного вугілля ВАТ «Шахта «Комсомолець Донбасу». Описано технологію проходки розрізної печі 5 західної лави пласта l_3.

Приведен опыт работы передового предприятия по добыче энергетического угля ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса». Описана технология проходки разрезной печи 5 западной лавы пласта l_3.

The operational experience of the advanced enterprise for extraction of power coal of OC «Mine «Komsomol of Donbass»is resulted. The technology проходки the cutting furnace 5 western lavas of layer l_3 is described.

В мировой практике к концу XX столетия наметилась стойкая тенденция увеличения добычи угля, что связано, по мнению экспертов, с интенсивным истощением запасов нефти и газа. В то же время, запасов угля ведущих угледобывающих стран, в том числе и Украины, хватит, как минимум, на несколько сотен лет, например, в США – на 1000 лет, России – на 700 лет, Украине – на 300 лет. Те же оценки экспертов говорят, что уже в ближайшие годы (к 2015 г.) уголь станет основным энергоносителем и его мировая потребность возрастет в 2 раза.

На Украине положение угля в балансе запасов первичных источников органического сырья еще более доминирующее – 97,4%, остальные 2,6% занимают нефть и газ. Поэтому задача обеспечения высокоэффективной и надежной работы угольных шахт весьма актуальна и требует скорейшего решения.

Одним из передовых в Украине производителем энергетического угля является ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса». Ее продукция является конкурентоспособной как на тепловых электростанциях Украины, так и стран Европы, так как по уровню технической оснащенности объемов производства и производительности труда она по праву занимает одно из ведущих мест в угольной промышленности Украины.

В геолого-промышленном отношении площадь ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса» расположена в Шахтерском районе Донецкой области в 2,3 км восточнее г. Кировское. Общая площадь горного отвода – 5653 га.

На балансе шахты числится 9 угольных пластов свиты C_2^7 и C_2^6 $C_2{}^6$: m_9, m_4^1,

m_5^1, m_3, l_7, l_6, l_4, l_3, l_1^{1B} с общими запасами категории $A+D+C_1$ – 151,4 млн. т, категории C_2 – 9,7 млн. т, забалансовые – 23,1 млн. т. В настоящее время шахтой разрабатываются 4 угольных пласта: l_7, l_6, l_4, l_3. Марка угля «Т». Угольные пласты l_7 и l_4 простого строения мощностью 0,9-1,10 м, пласты l_3 и l_6 сложного строения общей мощностью 1,10-1,40 м, разделенные породными прослоями 0,08-0,15 м.

Приток воды по шахте 632 м^3/час с последующим увеличением до 900 м^3/час за счет фильтрации из ликвидируемых шахт, расположенных выше технической границы.

Шахтное поле вскрыто 6 вертикальными стволами: двумя центрально-сдвоенными и отнесенными по флангам воздухоподающим и вентиляционными стволами в каждом блоке.

Схема подготовки – погоризонтная. Горизонты заложены на глубине 418, 628 и 810 м с рассечкой околоствольных дворов и проведением квершлагов на каждом горизонте.

Система разработки – длинные столбы по восстанию, а в блоке №2 – по простиранию.

Протяженность действующих горных выработок 168 км.

В работе находятся 7 очистных забоев. Очистные забои оборудованы механизированными комплексами: КД-80, 1КД-90, 2КД-90, BMV-14 с угольными комбайнами 1К-101, ГШ-68, МВ-220Е. Среднесуточная нагрузка на очистной забой 1400-1800 т/сутки

Коллектив шахты постоянно находится в поиске новых решений по повышению производительности труда и внедрению современных технологий в производство.

При проведении горных выработок в смешанных забоях применяются проходческие комбайны КСП-32, КСП-33, КСП-42. Средние темпы проведения подготовительных выработок 120-180 м/мес.

С помощью буровзрывных работ проходятся полевые горные выработки, оборудованные бурильными установками УБШ-252 с породопогрузочной машиной 1ППН-5 и смешанные забои, оборудованные породопогрузочной машиной с бурильной установкой 2ПНБ-2Б. Средние темпы проведения полевых выработок 30-45 м/мес., по смешанным забоям 60-80 м/мес.

Доставка грузов и оборудования по горизонтальным выработкам осуществляется электровозами 2АМ-8Д и АМ-8Д. Длина электровозной откатки – 40 км.

Транспортировка угля по горизонту 628 м осуществляется ленточными конвейерами от погрузочных участков лав до наклонного конвейерного квершлага, по которому уголь передается с горизонта 628 м в угольную яму на горизонте 418 м. С угольной ямы уголь скипами выдается на поверхность.

Несмотря на сложные условия добычи угля (шахта сверхкатегорная по газу, опасная по внезапным выбросам угля и газа) внедрение передовых технологий позволяет выдерживать конкуренцию с другими марками энергетических углей при

продаже, как в Украине, так и за рубежом.

За 39 дней коллективом участка под руководством начальника участка Барковского А.В., благодаря профессиональной и слаженной работе звеньев участка, чёткой организации труда бригадира Курбанова Ф.К., был достигнут рекорд по проведению и оснащению разрезной печи 5 западной лавы пласта l_3 длиной 270 метров.

Разрезная печь 5-й западной лавы пласта l_3 проходится с целью подготовки выемочного столба 5-й западной лавы. Работы по проведению разрезной печи ведутся с конвейерной выработки 5-й западной лавы пласта l_3 в защищённой зоне.

Работами по проведению разрезной печи, монтажу и демонтажу оборудования занимаются работники участка №4 . Количество рабочих и наименование профессий в звене при выполнении каждого процесса определяется по объёмам работ согласно «Единым нормам выработки…» для соответствующего вида выполняемых работ, а также согласно действующим санитарным нормам. Рассчитанное количество рабочих и перечень необходимых механизмов и инструментов указывается в технологических картах по каждому выполненному процессу, разрабатываемых надзором участка и хранящихся на участке.

В выработке проверяется состояние крепи, пород забоя, боков и кровли, состав рудничного воздуха, исправность применяемых машин и механизмов, наличие и исправность контрольной и измерительной аппаратуры, ограждений и заземлений.

Перед началом ведения работ по проведению разрезной печи по конвейерной выработке 5-й западной лавы производится установка ремонтин размерами $L = 3{,}5$ м, Ø 0,18 м под верхняк каждой второй арочной крепи.

По конвейерной выработке 5-й западной лавы пласта l_3 на участке за 10-15 м до места засечки, в месте засечки и на 10-15 м отхода от места засечки перед началом ведения работ производится обтяжка гаек соединительных хомутов. На 10 м выше места засечки разрезной печи и на 10 м ниже производится частичная замена ж/б затяжки с выпуском породы. Количество затяжки, подлежащее замене, определяется замерным актом. В месте засечки, со стороны разрезной печи, на конвейерной выработке 5-й западной лавы, со стоек арочной крепи производится разбор ж/б затяжки. После извлечения затяжки, к верхнякам арочной крепи осуществляется крепление камерной балки с помощью спецхомутов и далее производится демонтаж стоек арочной крепи.

На 10 м до и после места засечки по конвейерной выработке 5-й западной лавы пласта l_3 частично извлекается ж/б затяжка по периметру арочной крепи (сначала с боков, затем по верхняку) с выпуском породы, в месте засечки разрезной печи, со стоек арочной крепи производится разбор затяжки и выпуск породы участками не более шага установки арочной крепи 0,9 м. Разбор затяжки осуществляется в направлении от замковых соединений к почве выработки. Затяжка на верхняках служит предохранительной крепью при выпуске породы с бока выработки.

Обрушенная порода после разбора затяжки убирается вручную на ленточный

конвейер по конвейерной выработке 5-й западной лавы пласта l_3.

Крупные куски породы, при необходимости, разрабатываются вручную с последующей погрузкой на конвейер.

Проведение разрезной печи осуществляется с присечкой пород кровли. Выемка угля и породы в разрезной печи ведётся с помощью отбойных молотков МО-6 м на шаг установки рамок крепи. На первых 10 м проведения разрезной печи уборка породы производится вручную с перекидками на скребковый конвейер СП-250 находящийся на конвейерной выработке 5-й западной лавы пласта l_3. После проведения 10 м разрезной печи производится монтаж разрезного скребкового конвейера СП-251 и лебёдки ЛВ-25 в 3-5 м ниже разрезной печи.

Забой выработки крепится спаренными деревянными рамками, состоящих из трёх стоек Ø 140 мм, $L = 1500$ мм и прогона размером 3200х150х70.

Установка рамок крепи производится по мере выемки и уборки угля. Отставание крепи от забоя выемки не должно превышать шаг установки рамок. Сначала устанавливаются две крайние стойки под брус. Эти спаренные рамки из двух стоек под брус служат временной крепью. Затем с отставанием от забоя на 1-3 м (в зависимости от необходимости) деревянные рамки временной крепи доукомплектовываются недостающими стойками и таким образом преобразуются в постоянную крепь.

Опережение забоя разрезной печи места устройства монтажной камеры не менее 12 м. Расширение разрезной печи 5-й западной лавы пласта l_3 производится с одной стороны с помощью отбойных молотков.

Уголь и порода убираются вручную на скребковый конвейер СП-251. Крепление расширения производится деревянными стойками под подлапок. Установка крепи производится по мере выемки и уборки угля. Отставание крепи от фронта ведения работ по расширению не должно превышать шаг установки крепи 1,0 м.

Монтаж секций механизированной крепи производится в следующей последовательности.

С транспортируемых секций механизированной крепи демонтируется наиболее возможное количество комплектующих с целью максимального снижения её веса. Секции механизированной крепи доставляются спецплощадками П-6 к разрезной печи.

У разрезной печи к секции, находящейся на площадке, крепится канат лебёдки ЛВ-25, перенаправленный через систему обводных блоков №1, 2.

Крепление обводных блоков осуществляется анкерами в почву или к балке, закреплённой к рамам арочной крепи.

Для разгрузки секции механизированной крепи со спецплощадки методом стягивания предусмотрен монтажный полок (мостик).

С помощью лебёдки ЛВ-25, канат которой крепится к передней части секции, секция стягивается с площадки на монтажный полок и далее на транспортный полок, находящийся на конвейере разрезной печи.

Производится перецепка канатов лебёдок, канат лебёдки ЛВ-25 отцепляется от передней части секции и крепится к проушине транспортного полка (задняя по ходу

движения), а канат лебёдки ЛПК-10 Б крепится к передней по ходу проушине и сама секция крепится к транспортному полку. Секции механизированной крепи транспортируются по разрезной печи и разворачиваются в месте установки (монтажной камере) с помощью 2-х лебёдок: ЛПК-10 Б (тяговая) и ЛВ-25 (для возврата каната).

После монтажа первой секции производится переустановка обводного блока №2 на секцию крепи.

В доставочном отделении запрещается находиться людям во время транспортировки секций, особенно в зоне действия каната тяговой лебёдки.

Крепь, удаляемая при развороте секций в разрезной печи, немедленно восстанавливается после окончания разворота.

Во время разворота секции рабочие должны находиться под защитой крепи не ближе 5 м от места установки секции.

Развёрнутую в рабочее положение секцию подключают к гидромагистрали и распирают в кровлю.

Канаты лебёдок крепятся к транспортной площадке, и она возвращается к месту погрузки на неё секции.

В местах, где высота разреза превышает раздвижность секции, над секцией, при необходимости, выкладываются клети из стоек б/у.

Таким образом, на примере работы ведущего угольного предприятия ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса» можно сказать, что характерной особенностью развития цивилизации является ускорение научно-технического прогресса, что достигается увеличением использования энергетического сырья, а залогом успешной его деятельности стала концепция развития, включающая модернизацию оборудования, внедрение современных методов управления производством, повышение безопасности труда.

УДК 622.23: 662.76.032

© В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський,
Кшиштоф Станьчик, Єжи Свядровські

ГАЗИФІКАЦІЯ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ У ШАХТНИХ УМОВАХ

Представлені результати розробки технології газифікації забалансових вугільних запасів в шахтних умовах у замкнутому екологічно безпечному циклі з отриманням електричної, теплової енергії та хімічних речовин.

Представлены результаты разработки технологии газификации забалансовых угольных запасов в шахтных условиях в замкнутом экологически безопасном цикле с получением электрической энергии и химического сырья.

Results of underground coal gasification of unbalanced coal reserves in underground mining conditions with closed environment clean cycle with electrical energy chemical raw material production are presented.

Значні запаси вугілля (сьоме місце у світі за розвіданими запасами) виводять це джерело енергії на перше місце у паливно-енергетичному комплексі України.

Аналіз економічної та промислової діяльності вугледобувної галузі, а також динаміки посування промислових запасів показує, що підготовлених резервних потужностей за десять останніх років вибуло 89 млн. т, введення нових склало 8,2 млн. т. Вибування виробничих потужностей супроводжується низьким рівнем використання їх, до 81,2% при нормі 95%. Вбачається нестабільність обсягів видобутку, зростання собівартості та ускладнення технологічної і екологічної безпеки. Ці чинники призводять до збитковості, що у свою чергу слугує однією з причин закриття шахт. Ускладнюють ситуацію списані забалансові запаси вугілля в умовах експлуатації та балансові при ліквідації шахт [1].

Розроблені ТЕО закриття шахт передбачають використання будівель і поверхневого комплексу та ліквідацію підземних споруд з вилученням металокріплення і обладнання. Ліквідація гірничих підприємств призводить до гострої соціальної напруги, що пов'язано з безробіттям, дефіцитом ресурсів і деградацією населених пунктів. Екологічні наслідки видобутку вугілля потребують значних затрат на їх ліквідацію.

Рішенням цих проблем є продовження терміну експлуатації гірничих підприємств за рахунок видобутку та переробки запасів вугілля, залишеного з технічних, екологічних міркувань, як на діючих шахтах, так і на тих, що ліквідуються.

Освоєння забалансових та балансових запасів шахт, що ліквідуються або закінчують свій термін існування, потребує впровадження малозатратних, мобільних, комплексних, екологічних технологій розробки, які базуються на процесах свердло-

винної підземної газифікації вугілля (СПГВ), що об'єднує видобуток вугілля і його енергохімічне використання.

Забезпечення екологічної чистоти процесу СПГВ обумовлено його керованістю, герметичністю підземного газогенератора і комплексним використанням когенераційних технологій у замкнутому циклі очистки та переробки продуктів газифікації [2, 3].

Енергохімічний комплекс на базі СПГВ мобільно-модульне підприємство, що забезпечує інтенсивне нарощування продуктивності, якості і різноманітності продуктів газифікації органічного палива, дає можливість динамічно та без втрат переорієнтувати випуск кінцевого продукту у вигляді теплової, електричної енергії, хімічних речовин і продуктів за рахунок гнучкості технологічних параметрів з урахуванням умов динамічної зміни гірничо-геотехнологічного стану.

Рентабельність і ефективність даних підприємств очевидна, зростання цін на нафту та газ, а також зростання цін на вугілля, що пов'язано з затратами на видобуток, транспортування, переробку, охорону навколишнього середовища та виснаження балансових запасів енергетичної сировини.

Рішення цих задач потребує комплексного підходу, якому у повній мірі відповідають концепція розвитку технологічних схем СПГВ у шахтних умовах, розроблених у Національному гірничому університеті на кафедрі підземної розробки родовищ [4, 5, 6].

Технологічна схема відробки вугільного пласта при впроваджені технології СПГУ представлена на рис. 1 а, б.

При шахтній підготовці підземного газогенератора передбачається нарізка трьох виїмкових стовпів по простяганню в шахтному полі з відпрацьовуванням модуль-газогенераторами по повстанню (падінню) з утилізацією теплової енергії продуктів газифікації і прогрітих порід, що вміщують газогенератор, в шахтних умовах [7].

Ділянку шахтного поля розділяють на три стовпи (1), оконтурені по простяганню і падінню підготовчими виробками, повітряподаючими ходками (2) і штреками: дуттєвим (3) і вентиляційним (4).

Довжина виймального стовпа $L_{пр} = 200 - 400$ м, ширина виймального стовпа по падінню (повстанню) $L_{п(в)} = 100$ м.

В протилежній частини виїмкового стовпа формують камери теплотурбіни (20) та компресорного комплексу (21) (див. рис. 1).

Для відбору тепла від продуктів газифікації і розігрітих порід, в підошві газогенератора бурять свердловини (вертикально-горизонтальні свердловини – по вугільному пласту) з установкою в них рекуператора «труба у трубі» (5) з різними конструктивними особливостями і теплоносіями, що дасть можливість рівномірного зняття тепла з порід при урахуванні нерівномірності розподілу температур у газогенераторі. Подача в активну зону теплоносія (6, 23) здійснюється з дуттєвого штреку (3), в якому розташовується магістральний трубопровід (6) з теплоносієм.

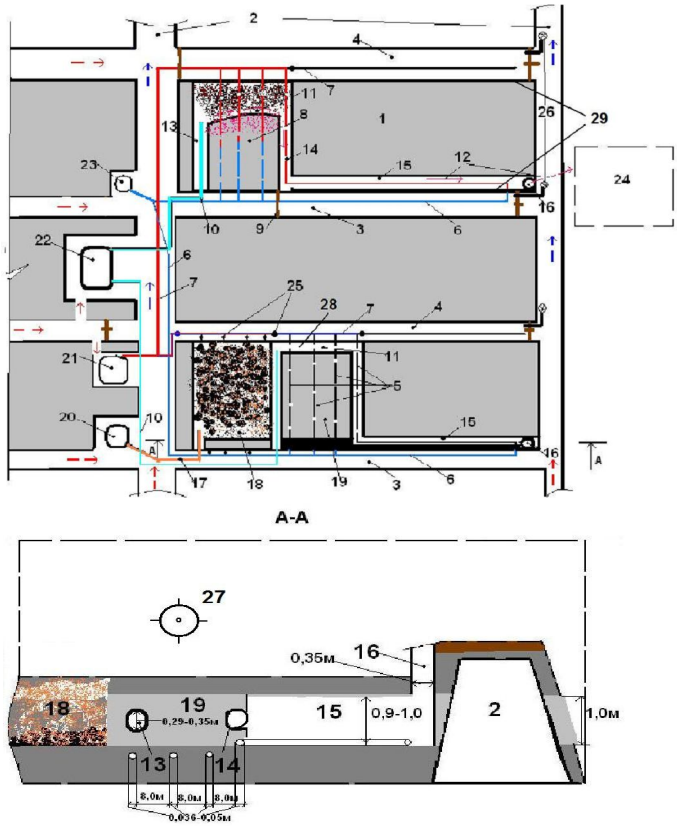


Рис. 1 а, б. Технологічна схема стовпової системи розробки вугільного пласта модуль-газогенераторами з утилізацією та переробкою тепла процесу газифікації з метою отримання теплової і електричної енергії: 1 – виймальні стовпи, оконтурені по простяганню і падінню підготовчими виробками; 2 – повітряподаючи хідники; 3 – дуттєвий штрек; 4 – вентиляційний штрек; 5 – свердловини з установкою в них труб, для подачі в активну зону теплоносія; 6 – магістральний трубопровід з теплоносієм; 7 – магістральний трубопровід; 8 –ділянки виробок прилеглих до діючого газогенератора; 9 – герметичні перемички; 10 – дуттєвий трубопровід від компресорного комплексу; 11 – берма вентиляційного штреку; 12 – продукти газифікації; 13 – дуттєва горизонтальна свердловина; 14 – горизонтальна свердловина; 15 – берма дуттєвого штреку; 16– вертикальна газовідвідна свердловина, пов'язана з поверхневим комплексом; 17 – закладний перфорований трубопровід; 18 – ділянки виробок, затухаючого газогенератору; 19 – модуль-газогенератор; 20 – закладний комплекс; 21 – теплотурбіни; 22 – компресорний комплекс; 23 – активна зона теплоносія; 24 – комплекс на поверхні; 25 – штрековий трубопровід на теплотурбіну; 26 – трубопровід вентиляційного хідника; 27 – закладна свердловина; 28 – берма вентиляційного штреку; 29 – фосфогіпсова бар'єрна смуга

Проходячи по трубах (5) теплоносій перетворюється на пару і під тиском по магістральному трубопроводу (7), розташованому на вентиляційному штреку (4), прямує до теплотурбіни (21) для вироблення електроенергії.

Довжина модуль-генератора, що газифікує вугільний пласт, приймається виходячи з потужності пласта і можливостей бурового устаткування. Відстань між свердловинами визначається залежно від потужності пласта, геомеханічних показників, гідрогеологічних умов і технологічних параметрів процесу підземної газифікації.

Розпалювання вугільного пласта здійснюють з берми вентиляційного штреку (11), розжареним коксом і подачею дуття збагаченого киснем або за допомогою бінарних зарядів на сполученні з дуттєвою свердловиною (10) [8]. Далі формують реакційну зону.

Вигазовування стовпа прямим ходом здійснюють шляхом подачі з дуттєвого штреку (3) по дуттєвому трубопроводу (10) від компресорного комплексу (22) дуттєвої суміші в дуттєву горизонтальну свердловину (13), діаметром 290-350 мм і далі на вогняний вибій (берма вентиляційного штреку) (11), завдовжки $l_{о.з.} = 20 - 40$ м. Далі по мірі проходження очисної і відновлювальної зони, продукти газифікації (12) прямують в газоотвідну горизонтальну свердловину (14) діаметром 290-350 мм і по бермі дуттєвого штреку (15) прямують у вертикальну газовідвідну свердловину (16) пов'язану з поверхневим комплексом (24) по очищенню і переробці продуктів газифікації з метою отримання електроенергії і хімічної сировини.

В експлуатації знаходяться не менше двох модуль-генераторів, порядок відпрацьовування шахтного поля здійснюється через стовп, що забезпечує безпечний режим роботи вентиляції і модуль-газогенераторів.

Ділянки виробок, прилеглих до діючого і затухаючого газогенератора (8, 9, 18, 26), ізолюються герметичними перемичками (9), вентиляція примусова за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання (26) з викидом теплого повітря на повітряподаючий хідник (2).

Після закінчення робіт по вигазовуванню вугілля нагнітання ін'єкційного розчину продовжується у вигазований простір модуль-генератора через дуттєву свердловину.

Закладні роботи ведуть по мірі посування вогняного вибою модуль-генератора, шляхом нагнітання ін'єкційного закладного розчину в деформовану товщу порід покрівлі і у вироблений простір [9]. Під час газифікації вугільного пласта по закладній свердловині (27), що знаходиться над вугільним пластом, здійснюється ін'єктування деформованих порід покрівлі. Після вигазовування стовпа, проводяться роботи по загасанню газогенератора, пов'язані із закладкою вигазованого простору (18). За допомогою закладного перфорованого трубопроводу (17), якій прокладається у дуттєвій свердловині, закладний матеріал підготовляється і подається з закладного комплексу (20). Залишкове тепло гірського масиву знімається трубчатими рекуператорами (25) у вигляді водяного пару теплотурбіни.

На час цих робіт в експлуатацію вводиться модуль-газогенератор (19), розташований в другому виїмковому стовпі, а після загасання робіт на модуль-газогенераторі (19) в роботу вступає модуль-газогенератор в першому виїмковому

стовпі.

Генераторний газ і конденсат очищаються і переробляються на поверхневому комплексі з отриманням електроенергії і хімічної сировини, тут же утилізується залишкове тепло продуктів газифікації. В табл. 1, 2 наведено показники та технологічні параметри процесу газифікації вугільного пласта марки ДГ у шахтних умовах.

Таблиця 1

ПОКАЗНИКИ ПРОЦЕСУ СПГВ ПРИ РІЗНИХ ВИДАХ ДУТТЯ

Види дуття	Склад дуття, %			Склад газів, що виходять, %							Q, МДж/м^3	η к.п.д, %
	O_2	CO_2	пара	H_2	CH_4	C	N_2	H_2S	CO_2	O_2		
O_2N_2	23	-	-	9,1	6,0	18,4	55,8	0,35	9,3	1,2	5,3	52,0
O_2N_2	66	-	-	18,7	10,2	30,7	20,0	0,8	16,0	3,2	9,5	67,5
O_2N_2	61	-	-	16,5	12,4	33,8	20,2	0,7	14,3	2,6	9,6	66,4
H_2O+O_2	23	-	8,0	8,1	6,1	21,2	52,5	0,5	10,0	1,4	5,8	54,6
H_2O+O_2	56 53	- -	19,5 30,6	15,3 11,6	10,6 9,4	37,3 38,6	8,2 7,3	1,3 1,0	23,1 18,0	4,0 3,9	10,2 11,2	68,3 69,0
CO_2+O_2	54 50 50	42,0 30,7 38,5	- - -	16,5 15,7 15,8	10,0 8,4 9,8	49,6 45,8 49,4	1,3 2,1 2,1	1,2 1,1 1,2	17,8 21,5 18,0	3,3 3,4 3,4	10,8 9,9 11,5	68,2 65,0 68,7
$CO_2+O_2+H_2O$	52 44	34,4 36,9	15,4 11,0	16,5 16,0	11,2 9,5	47,6 50,3	2,9 2,6	0,9 0,9	17,3 17,5	3,3 3,2	11,0 10,7	68,5 67,9

Таблиця 2

ТЕХНОЛОГІЧНІ ПАРАМЕТРИ ПРОЦЕСУ ГАЗИФІКАЦІЇ

Тиск у вогняному каналі P, (МПа)	Температура процесу, Т (^{0}C)	Температура газів у вертикальній свердловині, Тг (^{0}C)	Швидкість посування вогняного вибою, м/доб	Дотримання паритету окислювальної і відновної зони	Теплова потужність газогенератора, Гкал/год	Електрична потужність газогенератора, кВт/год
1,6-3,0	1200-1800	350-600^0	0,5-4,2	0,3-0,7 0,4-0,6	4-7	4640-8120

На рис. 2 наведена технологічна схема способу підземної газифікації, в якому газифікація надробленого пласта твердого палива, здійснюється в шахтних умовах з вищележачого відробленого горизонту.

При реалізації способу, перевага надається шахтам, які вичерпали термін експлуатації і мають некондиційні надроблені запаси твердого палива. Спосіб підготов-

ки газогенераторів – стовповий [10]. Довжина стовпа приймається згідно показників обладнання та геомеханічних параметрів породної товщі, що вміщує вугільний пласт. Розкриття та підготовка надроблених запасів здійснюється з вищележачого горизонту вертикально-горизонтальними свердловинами зі збійкою та пропалюванням реакційного каналу між ними. Довжина реакційного каналу приймається виходячи з показників матеріального та теплового балансу процесу та геомеханічних параметрів породної товщі, що вміщує газогенератор.

Розпалювання вугільного пласта здійснюється за допомогою бінарних зарядів на сполученні з дуттєвою свердловиною 1 [8].

Закладання деформованих порід покрівлі та вигазованого простору здійснюється за допомогою вертикально-горизонтальної закладної свердловини, пробуреної в покрівлі порід над газогенератором [9].

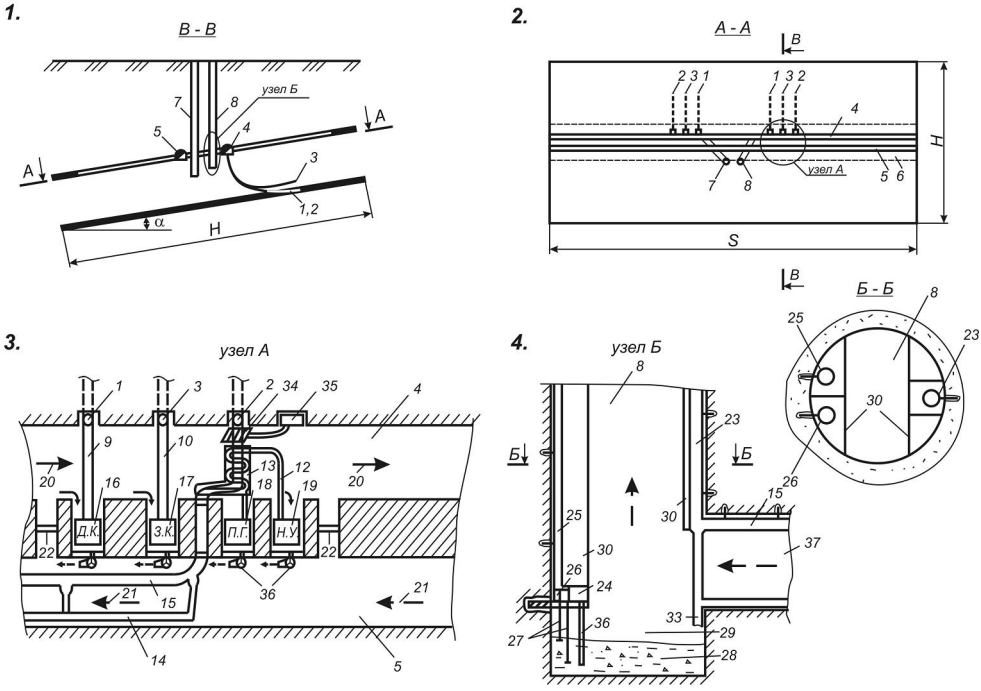


Рис. 2. Технологічна схема підземної газифікації надробленого пласта твердого палива в шахтних умовах з вищележачого відробленого горизонту

Підготовка газогенератора починається з розкриття вугільного надробленого пласта 37 з відробленого горизонту 38, що знаходиться вище, вертикально-горизонтальними свердловинами 1, 2, одна з яких дуттєва 1, друга – газовідвідна 2. Крім цих свердловин, горизонтальна частина яких пройдена по вугільному пласту, в

породах покрівлі над газогенератором буриться закладна свердловина 3. Експлуатаційні свердловини 1, 2 та закладна 3 буряться з магістрального відкотного штреку (МВШ) 4. У цілику між МВШ і вентиляційним штреком (ВШ) 5 монтуються камери: 16 – дуттєвого компресора ДК; 17 – закладного комплексу ЗК; 18 – парогенератора ПГ; 19 – насосної установки.

Для ефективності газифікації надробленого вугільного пласта на кресах горизонту 38 монтуються дві ділянки модуль-генераторів 31, 32, газифікація надробленого вугільного пласта 37 здійснюється зворотнім ходом довгими стовпами по повстанню.

Процес газифікації надробленого вугільного пласта здійснюється подачею суміші дуття от ДК 16 по свердловині 1 у вогневий вибій газогенератора 31, 32, де проходить термохімічний розклад вугілля. Високотемпературні парогазові продукти газифікації направляються під тиском по газовідвідній свердловині на трубопровід 15, котрий закладається у підошві виробки 4 і обладнується рекуператором тепла 13. Відвід тепла від газотрубопроводу 15 здійснюється теплоносієм (вода), котрий подається до рекуператора 13 насосною установкою 19. Під впливом високих температур вода перетворюється в перегріту пару і потрапляє у парогенератор 18 з метою отримання електроенергії. В процесі руху газоподібних продуктів газифікації здійснюється їх охолодження, що сприяє випадінню хімічних речовин, які збираються у трубопровід конденсату 14, який знаходиться на підошві виробки 5 нижче газопроводу 15. Далі гази та хімічні речовини по трубопроводах 14 і 15 рухаються до вентиляційного стовбура 8. Вертикальний стовбур 8, обладнано газопроводом 23, по якому газ направляється до поверхневого комплексу очистки та переробки 39, що знаходиться на проммайданчику шахти.

Хімічна речовина по трубопроводу 33 направляється до зумпфа 29, де розчиняється у воді 28. Відкачка води і хімічних речовин з зумпфу 29 здійснюється насосом 24, рівень води в зумпфі контролюється датчиками 27. По трубопроводу 25 вода з зумпфа 28 рухається до поверхневого комплексу 38 для очистки і вилучення хімічних речовин. Очищену воду по трубопроводу 27 направляють на технічні нужди. Секції стовбур 8 розділені перегородками безпеки 30.

Провітрювання дільниць модуль-генераторів 31, 32 здійснюється роздільно по прямоточній схемі. Свіжий вентиляційний струмінь 20 поступає з головного стовбура 7 у виробки навколостовбурового двору, де розділяється на два крила 31, 32. Рухаючись по МВШ 4 свіжий струмінь 20 омиває обладнання свердловин 1, 2, 3 та камери 16, 17, 18, 19. Далі відпрацьований струмінь по вентиляційному штреку 5 рухається до вентиляційного стовбура 8. Провітрювання камер у разі потреб може здійснюватися примусово вентиляторами місцевого провітрювання 36, або за рахунок загальношахтної депресії.

При газифікації вугільних пластів із вмістом сірки більш 1,8%, газоподібні продукти газифікації потребують очищення від сірководню H_2S, для цього встановлюють комплекс очистки та акумуляції 34 на виході з газовідвідної свердловини.

Основні техніко-економічні показники запропонованої технології газифікації представлені в табл. 3.

Таблиця 3

ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ТЕХНОЛОГІЇ ГАЗИФІКАЦІЇ НАДРОБЛЕНОГО ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА МАРКИ ДГ, ЩО ЗДІЙСНЮЄТЬСЯ У ШАХТНИХ УМОВАХ З ВИЩЕЛЕЖАЧОГО ВІДРОБЛЕНОГО ГОРИЗОНТУ

Довжина вигазовуємого стовпа, м	Довжина реакційного каналу, м	Вихід генераторного газу, $м^3$/год	Вихід хімічних речовин, т/добу	Теплова потужність газогенератора, Гкал/год	Електрична потужність газогенератора, кВт/год	Собівартість отриманої електроенергії, грн/кВт	ККД процесу газифікації у шахтних умовах, %
400-800	25-40	4685-9570	3,9-11,5	5-6	5820-6984	0,19-0,31	53-66

Висновки та концептуальний розвиток технології:

– запропоновані технології розширюють область впровадження свердловинної підземної газифікації вугілля (СПГВ) та відповідають вимогам видобутку та комплексної переробки твердого палива на місці його залягання у замкнутому екологічно безпечному циклі з отриманням електричної, теплової енергії та хімічних речовин;

– вони є ефективними при відпрацюванні балансових та забалансових надроблених і підроблених запасів вугільних шахт, тому що не вимагають значних витрат на розкриття та підготовку нижчележачих горизонтів, та утилізації і складування породи від підготовчих капітальних виробок;

– дають можливість продовжити термін роботи шахт, отримати додаткові обсяги горючого газу, електричної, теплової енергії та хімічної сировини, вирішити важливу соціальну проблему працевлаштування гірників;

– розташування під землею основного обладнання підземних газогенераторів зменшує площу поверхневого комплексу, а розташування обладнання очистки і переробки на проммайданчику шахти не потребує додаткового відлучення землі;

– буріння свердловин з вищележачого горизонту на надроблений вугільний пласт у шахтних умовах потребує менше часу і витрат порівняно з бурінням з поверхні землі, а також виключає негативний вплив на поверхневий родючий ґрунт;

– досягається можливість зменшення витрат на бурові роботи, зникають потреби у відчуженні землі під поверхневий комплекс переробки та очистки, збільшується термін служби шахти, вводяться в експлуатацію забалансові запаси твердого палива.

У якості закладного матеріалу пропонується застосовувати відходи ТЕС та шахт. Концептуальним розвитком цього напряму в СПГУ на кафедрі ПРР є розробки та обґрунтування технологічних схем і процесів утилізації твердих побутових відходів та відходів промисловості в газогенераторах із захороненням зольної частини відходів у виробленому просторі шахт.

Список літератури

1. Саранчук В.И., Збыковский Е.И. Поиск путей обеспечения Украины собственными источниками энергии // Матер. междунар. инвест. научн.-практич. конф. «Производство синтетического моторного топлива из угля донецкого бассейна, как составляющая энергетической безопасности Европы». – Луганск, 2005. – С. 17-22.

2. Типовые решения для составления проекта подземного сжигания оставленных в недрах запасов угля с получением тепловой энергии для бытовых и производственных нужд / Ржевский В.В., Дмитриев А.П., Бурчаков А.С., Селиванов Г.И. и др. – М.: Корпорация «Уголь России». – 1991. – 269 с.

3. Liu SQ, Li J., Mei M., Dong D., Groundwater Pollution from Underground Coal Gasification, Journal of China University of Mining & Technology Vol.17, Dec. 2007. – No. 4, 0467.

4. Механізм поведінки породної товщі при свердловинній підземній газифікації тонких вугільних пластів / О.В. Савостьянов В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, В.В. Руських //Науковий вісник НГУ. – 2007. – №10. – С. 12-16.

5. Kolokolov O.V., Falshtinsky V.S., Tabatchenko N.M.. Progressive Schemes of Undergraund Gasproduker Encapsulation. – Geotehnological Issues of Undergraund Space Use for Environmentally Protested World 2001. – D.: NMUU, 2001. – P. 83-86.

6. Параметры распространения температурного поля в породах вмещающих подземный газогенератор. Школа подземной разработки // В.С. Фальштынский, Р.Е. Дычковский, Н.М. Табаченко, В.В. Лапко / Матер. междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – 2007. – С. 216-224.

7. Патент на винахід UA № 35926. Спосіб підземної газифікації пластів твердого палива / В.І. Бондаренко, В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, М.М. Табаченко, В.В. Руських (Україна). Бюл. №19, 2009.

8. Патент на винахід UA № 35883. Спосіб запалювання вугільного пласта при підземній газифікації /В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, В.М. Почепов, О.Ю. Свєткіна, В.В. Лапко, В.В. Руських (Україна). Бюл. №19, 2008.

9. Фальштинський В.С., Дичковський Р.Е. Розрахунок параметрів ін'єктування порідної товщі над підземним газогенератором // Зб. наук. пр. НГУ. – Д.: РВК НГУ, 2006. – №26. – Т. 1. – С. 49-56.

10. Патент на винахід UA № 35731. Спосіб підземної газифікації пластів твердого палива / В.І. Бондаренко, В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, М.М. Табаченко, В.В. Руських (Україна). Бюл. №21, 2008.

УДК 622.281.9

© И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович,
А.И. Коваль

УПРАВЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННЫМ СОСТОЯНИЕМ ОХРАННОЙ ПОЛОСЫ ВЫЕМОЧНОЙ ВЫРАБОТКИ

Установлено взаємозв'язки геометричних параметрів литої смуги з глибиною розташування виїмкової виробки й механічними характеристиками вуглевміщуючої товщі слабких порід, що дозволяє регулювати напруження в опорній і розвантажувальній зонах охоронної смуги.

Установлены взаимосвязи геометрических параметров литой полосы с глубиной расположения выемочной выработки и механическими характеристиками углевмещающей толщи слабых пород, что позволяет регулировать напряжения в опорной и разгрузочной зонах охранной полосы.

Interrelations of geometrical parameters of a cast strip with depth of an arrangement working and by mechanical characteristics coal consist thicknesses of weak breeds that allows to adjust pressure in basic and unloading zones of a security strip are established.

Рамная крепь в любом рассматриваемом сечении штрека имеет предысторию нагружения, начиная с проходческого забоя. Многочисленные шахтные измерения показывают, что к моменту прохода лавы и на некотором расстоянии позади нее рамная крепь выемочного штрека исчерпывает величину своей податливости. Поэтому возможности разгрузки близлежащего массива у крепи уже, как правило, нет, и она работает в жестком режиме, что приводит к формированию на нее значительных нагрузок. Основную часть опорного давления воспринимает охранная литая полоса по причине высокой жесткости ее материала. Этим обусловлена концентрация эпюр нагрузок $q_n(x, y)$, $P_{y_1}(x)$ и $P_{y_2}(x)$ в районе $l_1 = x_2 - x_1$ расположения литой охранной полосы (рис. 1). Если мощность полосы m_{II} выдержана по своей ширине l_1, то эпюра $q_{II}(x, y)$ опорного давления будет близка к равномерной. Разрушенные породы зоны II в районе над литой полосой будут подвергаться чрезвычайно высокому опорному давлению $q_{II}(x, y)$ и $P_{y_1}(x)$ в непосредственной близости от рамной крепи. Благодаря повышенной деформационной способности разрушенных пород высокий уровень вертикальных и горизонтальных напряжений будет действовать также над сводом крепи, что в совокупности с небольшой остаточной прочностью

породы на сжатие приводит к потере устойчивости крепи штрека. Это обусловлено стесненным характером деформирования разрушенных пород: с одной стороны ограничение распорно-блоковой системой первого слоя зоны I; с другой стороны жесткий режим работы рамной крепи.

Разрушенные породы зоны II над выработкой и литой полосой уже увеличились в объеме в процессе предыдущих этапов деформирования. Поэтому для компенсации деформаций разгрузки этого объема пород необходима относительно небольшая разгрузочная полость высотой $\delta(x)$ в охранной литой полосе. Очевидно, максимальная высота $\delta(x_1)$ полости должна примыкать к контуру выработки с тем, чтобы максимально разгрузить породы кровли. На некотором расстоянии x_n от контура выработки разгрузочная полость заканчивается. Далее на участке $l_3 = x_2 - x_{II}$ литая полоса имеет жесткую деформационную характеристику и здесь сосредотачивается основная часть опорного давления $q_{II}(x, y)$. Таким способом максимум опорного давления перемещается от контура выработки на некоторое расстояние в глубь массива.

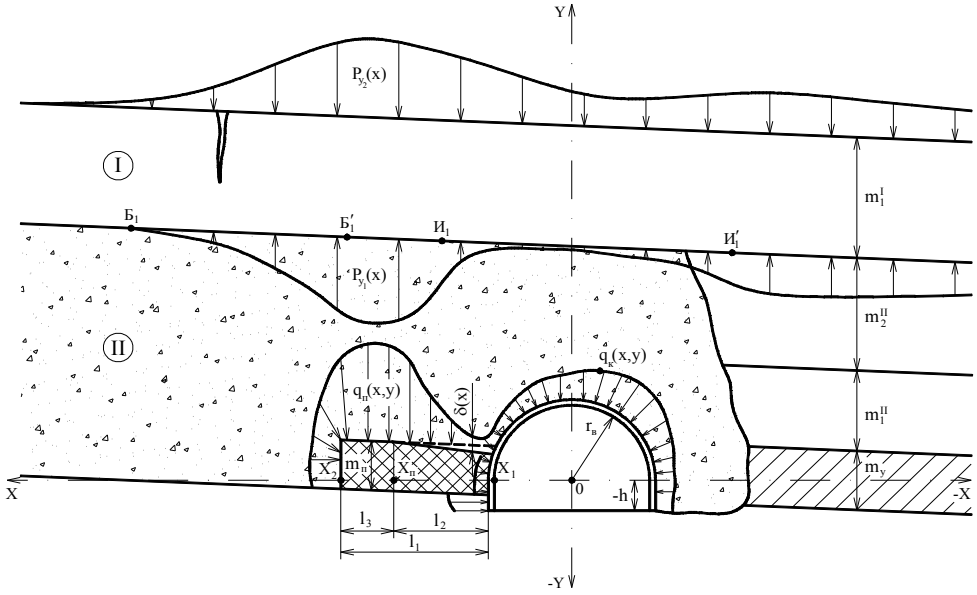


Рис. 1. Качественная схема взаимодействия подсистемы «крепь-полоса» с близлежащим породным массивом

Критерий выбора размеров разгрузочной полости имеет физическую сущность максимальной разгрузки близлежащих к выработке разрушенных пород зоны II. Для

этого необходимо, чтобы деформация пород зоны II в сторону выработки от действия разгрузочной полости была не менее деформации первого породного пласта (m_1^I) без разрушения. Тогда на границе контакта $(y = y_1)$ эпюра горного давления $P_{y_1}(x)$ будет близка к нулевой над выработкой и пригрузки на крепь со стороны вышележащей толщи не происходит. Несмотря на повышенную деформационную способность разрушенных пород зоны II полностью ликвидировать эпюру $P_{y_1}(x)$ над выработкой вряд ли удастся и в более отдаленных (от разгрузочной полости) зонах со стороны угольного пласта смежного выемочного участка на контакте y_1 все же остается некоторая величина усилий $P_{y_2}(x)$. Это обуславливает определенную степень несимметричности эпюры нагрузки $q_K(x, y)$ на крепь выработки (см. рис. 1). Здесь возникает вопрос для исследования – что лучше (с точки зрения несущей способности крепи): или повышенная более симметричная (относительно вертикальной оси выработки) нагрузка на крепь; или пониженная, но менее симметричная нагрузка $q_k(x, y)$ на крепь выработки? Очевидно, из-за нелинейности связи высоты разгрузочной полости $\delta(x)$ с эпюрой $P_{y_1}(x)$ над выработкой вопрос степени асимметричности эпюры $P_{y_1}(x)$ ставится достаточно правомерно.

Решив вопрос о максимальной разгрузке разрушенных пород над выработкой, необходимо оценить устойчивость первого породного слоя (m_1^I) над выработкой, так как сверху $y = y_2$ на него действует повышенная нагрузка $P_{y_2}(x)$, а снизу $y = y_1$ – пониженная реакция $P_{y_1}(x)$. Наиболее опасным (с точки зрения потери устойчивости) представляется сечение породного слоя, расположенное между точками $И_1$ и $И_1'$ (см. рис. 1). Таким образом, при определении оптимальных параметров разгрузочной полости литой охранной полосы необходимо комплексное рассмотрение задачи по поиску компромиссного решения между максимальной разгрузкой разрушенных пород зоны II и минимально допустимой устойчивостью первого породного слоя зоны I.

На алгоритм поиска оказывает также влияние фактор устойчивости породной бермы в районе опоры стойки рамы. При образовании в породной берме призм сползания от нагрузки со стороны литой полосы на опору стойки рамы действует значительная боковая нагрузка, деформирующая раму в целом. Поэтому необходимо также обеспечить устойчивость породной бермы за счет снижения нагрузки $q_{П}(x, y)$ на литую полосу в районе стойки рамы.

Для определения эпюры $q_K(x, y)$ по всему контуру рамной крепи необходимо оценить влияние слоистого породного массива со стороны угольного пласта смежного выемочного участка, который также будет воздействовать определенным обра-

зом на деформирование первого породного слоя зоны I в плане сохранения (потери) его устойчивости.

Для того чтобы реализовать рассмотренные процессы разгрузки разрушенных пород вокруг штрека, необходимо сохранить целостность самой литой полосы и, особенно, ее части на участке $l_3 = x_2 - x_{\Pi}$, которая является наиболее нагруженной. При этом следует рассмотреть ее трехмерное неравнокомпонентное НДС с учетом воздействия на завальный торец разрушенных пород, а с противоположной стороны – стоек рамной крепи с межрамным ограждением.

Таким образом, в условиях исчерпания податливости рамной крепи функцией разгрузки близлежащих пород необходимо наделить литую охранную полосу, что и осуществлено в виде разгрузочной полости шириной l_2 переменной высоты $\delta(x)$. Поэтому задача данного этапа исследований состояла в установлении закономерностей влияния параметров литой полосы на напряженное состояние тех элементов системы, которые непосредственно определяют устойчивость выемочного штрека: литая полоса с разгрузочной полостью, породная берма выемочного штрека, его почва и рамная крепь. Это не означает, что другие более отдаленные элементы системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» не подвержены влиянию регулируемых параметров полосы – изменение их НДС проявляется и оказывает воздействие на НДС близлежащих элементов и в неявном виде участвует в проявлениях горного давления вокруг выемочного штрека.

К числу регулируемых параметров литой полосы с разгрузочной полостью относятся:

– ширина l_1 литой полосы;

– ширина l_2 разгрузочной полости в литой полосе;

– высота δ разгрузочной полости в литой полосе;

– предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}^{\Pi}$ материала литой полосы.

Для получения уравнений регрессии компонент напряжений элементов системы необходимо провести определенное количество расчетов при моделировании системы не только с разными значениями l_1, l_2 и δ, но и с переменными величинами ее геомеханических параметров (глубины разработки *H* и деформационных характеристик породных слоев массива). В этой ситуации количество варьируемых параметров достигает 16, что делает исследования чрезвычайно громоздкими. Поэтому была обоснована менее громоздкая методика исследований, сущность которой заключается в следующем.

Во-первых, закономерности влияния структуры и деформационных характеристик углевмещающей толщи при разной глубине разработки на НДС элементов системы были установлены на предыдущих этапах исследований [1]. В рамках этих закономерностей необходимо было провести дополнительные исследования по изучению их изменения под воздействием регулируемых геометрических параметров (l_1, l_2 и δ) литой полосы с разгрузочной полостью. Поэтому, с одной стороны, закономерно-

сти влияния геомеханических факторов и параметров литой полосы исследованы совместно, то есть, просчитаны варианты системы при одновременном изменении общих групп параметров. С другой стороны, получив закономерности влияния геомеханических факторов, нет необходимости перебора всех 30 вариантов [1] соотношения деформационных характеристик слоев углевмещающей толщи при разной глубине разработки H. Вполне достаточно просчитать десять наиболее «разнополюсных» вариантов (№№ 1, 11,…,19 по табл. 1) при максимальной глубине разработки для диапазона изменения параметров l_1, l_2 и δ. При этом существенно сокращается объем вычислений при соблюдении условия совместного исследования влияния геомеханических параметров системы и параметров литой полосы.

Таблица 1

ВАРИАНТЫ ДОПОЛНИТЕЛЬНОГО РАСЧЕТА НДС СИСТЕМЫ «ПОРОДНЫЙ МАССИВ-ВЫЕМОЧНАЯ ВЫРАБОТКА-ЛИТАЯ ПОЛОСА»

Модуль деформации пласта ($E^{поч}$, E_i^j)$\cdot 10^4$ МПа							
Вариант	m_4^I	m_3^I	m_2^I	m_1^I	m_2^{II}	m_1^{II}	$m^{поч}$
1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
11	0,2	2	0,2	2	0,2	2	0,2
12	2	0,2	2	0,2	2	0,2	2
13	2	0,2	0,2	2	2	0,2	0,2
14	0,2	2	2	0,2	0,2	2	2
15	0,2	2	2	2	0,2	0,2	0,2
16	2	0,2	0,2	0,2	2	2	2
17	2	2	2	0,2	0,2	0,2	0,2
18	0,2	0,2	0,2	2	2	2	2
19	2	2	2	2	2	2	2

Во-вторых, на предыдущих этапах исследований [2] были установлены закономерности влияния высоты h^{II} и деформационных характеристик $E_i^{об}$ зоны беспорядочного обрушения подработанного породного массива, а также ширины L_1 зоны нарушенных пород со стороны смежного выемочного участка. Дополнительные расчеты НДС системы при крайних значениях диапазона изменения параметров литой полосы показали стабильность закономерностей изменения НДС элементов системы. Поэтому приняты усредненные параметры $h^{II} = 4{,}5$ м, $L_1 = 2$ м, $E_1^{об} = 50$ МПа, $E_2^{об} = 35$ МПа, $E_3^{об} = 30$ МПа при исследовании влияния параметров литой полосы.

В-третьих, следует обосновать диапазоны изменения геометрических парамет-

ров литой полосы с разгрузочной полостью исходя, в первую очередь, из соображений технологических возможностей и экономической целесообразности данного способа охраны выемочных штреков.

Литая полоса обычно сооружается шириной L_1 не менее 1 м при надлежащем выполнении функции опоры для зависающих консолей из породных слоев основной кровли. С другой стороны, существующие конструктивно-технологические схемы охраны литыми полосами не предполагают ее возведение шириной более 2,5...3 м, что связано не только с существенными технологическими трудностями, но и с повышенными материальными затратами. Поэтому исследования проведены в диапазоне 1 м $\le l_1 \le$ 3 м.

Разгрузочная полость шириной l_2 составляет часть ширины l_1 всей литой полосы и в процессе исследований удобнее рассматривать их отношение $0 < l_2 / l_1 < 1$, не допускающее появление вариантов, когда $l_2 = l_1$ если бы это был их перебор в абсолютных величинах.

Предлагаемая конструкция литой полосы не имеет аналогов. Здесь необходимо руководствоваться геомеханическими соображениями в части механизма сдвижения надугольной толщи. С одной стороны, ширина l_2 разгрузочной полости должна быть достаточной для выполнения своих функций по снижению напряженности приконтурных пород и предварительные расчеты НДС системы показали, что эффект разгрузки наиболее эффективно проявляется при $l_2 / l_1 \ge 0{,}4$. С другой стороны, ширина l_2 разгрузочной полости не должна приближаться к ширине l_1 литой полосы, так как в последней должен реализоваться опорный участок, воспринимающий основную часть опорного давления со стороны основной кровли. Предварительные расчеты показывают, что приведенные напряжения $\sigma_{max}^{П}$ в литой полосе начинают резко возрастать при $l_2 / l_1 \ge 0{,}6$, что приводит к разрушению опорной части полосы и не выполнению ее основной функции. По вышеприведенным соображениям принят интервал исследований $0{,}4 \le l_2 / l_1 \le 0{,}6$.

При выборе диапазона изменения высоты δ разгрузочной полости руководствовались данными, основанными на предварительных расчетах НДС системы. При $\delta < 0{,}1$ м эффект разгрузки (рамной крепи, породной бермы и почвы выработки) существенно падает и разгрузочная полость литой полосы не выполняет своей функции. При $\delta > 0{,}3$ м интенсивность дальнейшего снижения приведенных напряжений σ_{max} в указанных элементах системы резко снижается независимо от ширины разгрузочной полости. Поэтому наиболее целесообразный интервал исследований по параметру δ составляет 0,1м $\le \delta \le$ 0,3 м.

В итоге было составлено 36 вариантов соотношения геометрических параметров l_2, l_2 / l_1 и δ литой полосы, которые сведены в табл. 2.

Таблица 2

ВАРИАНТЫ РАСЧЕТА НДС СИСТЕМЫ
«ПОРОДНЫЙ МАССИВ-ВЫЕМОЧНЫЙ ШТРЕК-ЛИТАЯ ПОЛОСА»

l_1		1			1,5			2			2,5		
l_2 / l_1		0,4	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6
δ, м	0,1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	0,2	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
	0,3	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36

С учетом десяти сочетаний деформационных характеристик породных слоев углевмещающей толщи (см. табл. 1) был проведен расчет вариантов НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» для установления закономерностей связи максимумов приведенных напряжений в литой полосе с ее регулируемыми и геомеханическими параметрами эксплуатации выемочного штрека.

Реализация рассмотренных пунктов методики исследований предусматривает, в конечном счете, установление корреляционных зависимостей между показателями устойчивости элементов системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса», ее геомеханическими параметрами и регулируемыми геометрическими параметрами литой полосы с разгрузочной полостью.

На базе результатов расчетов НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» по вариантам табл. 2 был проведен анализ влияния параметров l_1, l_2 / l_1 и δ на максимум $\sigma_{max}^{П}$ приведенных напряжений в литой полосе. Общие закономерности независимо от геомеханических факторов имеют следующие тенденции. С увеличением ширины l_1 литой полосы величина $\sigma_{max}^{П}$ снижается с уменьшением градиента изменения по мере роста l_1. Так, если при увеличении l_1 с 1 до 2 м $\sigma_{max}^{П}$ уменьшается на 21...28%, то при дальнейшем росте l_1 от 2 м до 2,5 м величина $\sigma_{max}^{П}$ уменьшается на 9,7…13%. Это объясняется неравномерностью распределения поля напряжений $\sigma^{П}$ в опорной зоне литой полосы, с увеличением ширины которой зоны концентрации $\sigma^{П}$ остаются, хотя и пониженной величины. Это вызвано неравномерностью распределения нагрузки на опорную часть литой полосы со стороны надугольной породной толщи и при увеличении ее ширины появляется все более обширные недогруженные зоны. Поэтому имеется определенный эффективный интервал снижения $\sigma_{max}^{П}$ за счет увеличения l_1, который не превышает 2,5…3 м. Этот факт указывает на существенную погрешность тех методик, в кото-

рых ширина литой полосы определяется исходя из предположений о ее равномерном нагружении.

Влияние относительной ширины l_2 / l_1 разгрузочной полости сказывается таким образом, что с увеличением l_2 / l_1 максимум $\sigma_{max}^{П}$ в опорной части литой полосы увеличивается. Например, при увеличении l_2 / l_1 с 0,4 до 0,6 происходит рост максимума $\sigma_{max}^{П}$ опорной части полосы на 29…38%. Такая закономерность вполне объяснима, поскольку рост l_2 / l_1 приводит к увеличению разгруженной области в литой полосе и уменьшению ее опорной части. При этом часть нагрузки передается на опорную зону полосы, что приводит к возрастанию максимума $\sigma_{max}^{П}$. Нелинейность функции $\sigma_{max}^{П}(l_2 / l_1)$ обусловлена неравномерностью нагружения литой полосы в целом и ее опорной зоны в частности, а также некоторым перемещением максимума $\sigma_{max}^{П}$ в пределах опорной области полосы.

Механизм влияния высоты δ разгрузочной полости аналогичен влиянию параметра l_2 / l_1. С увеличением δ от 0,1 до 0,3 м максимум $\sigma_{max}^{П}$ в опорной части литой полосы возрастает на 17...27%. Пониженная степень влияния δ по сравнению с l_2 / l_1 объясняется более интенсивной разгрузкой полосы непосредственно у рамной крепи штрека, а на границе зоны разгрузки и опорной части полосы процесс снижения σ не столь существенен, что замедляет интенсивность роста $\sigma_{max}^{П}$ в опорной части литой полосы при увеличении δ.

Для большей наглядности влияния геометрических параметров литой полосы на ее напряженное состояние на рис. 2 приведено семейство зависимостей $\sigma_{max}^{П}$ от параметров l_1, l_2 / l_1 и δ. Причем, как было отмечено ранее, при разном сочетании геомеханических факторов наблюдается стабильность закономерностей влияния параметров l_1, l_2 / l_1 и δ. Поэтому для наибольшей информативности графической иллюстрации проанализировано отношение $\sigma_{max}^{П} / (\sigma_{max}^{П})_{max}$ максимума $\sigma_{max}^{П}$ приведенных напряжений при текущем сочетании параметров l_1, l_2 / l_1 и δ к максимуму $(\sigma_{max}^{П})_{max}$, имеющего наивысшую величину при граничном сочетании параметров: $l_1 = 1$ м, l_2 / l_1 = 0,6, $\delta = 0{,}3$ м. Из графиков видно, что за счет регулирования геометрических параметров литой полосы (в пределах исследуемых интервалов) можно изменить максимум приведенных напряжений в полосе до 2,8 раз, а за счет только геометрии разгрузочной полости – до 61%.

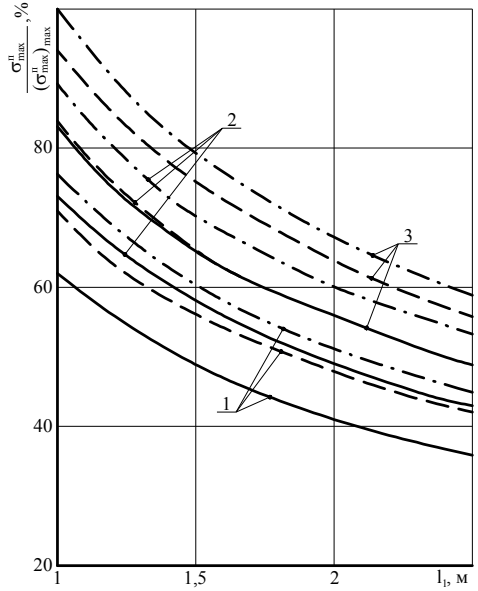


Рис. 2. Закономерности изменения относительного максимума $\sigma^{\Pi}_{max}/(\sigma^{\Pi}_{max})_{max}$ приведенных напряжений в литой полосе от ее геометрических параметров:

1 – l_2 / l_1 = 0,4; 2 – l_2 / l_1 = 0,5;

3 – l_2 / l_1 = 0,6;

—— $\delta = 0{,}1$ м; - - - $\delta = 0{,}2$ м;

- · - · $\delta = 0{,}3$ м

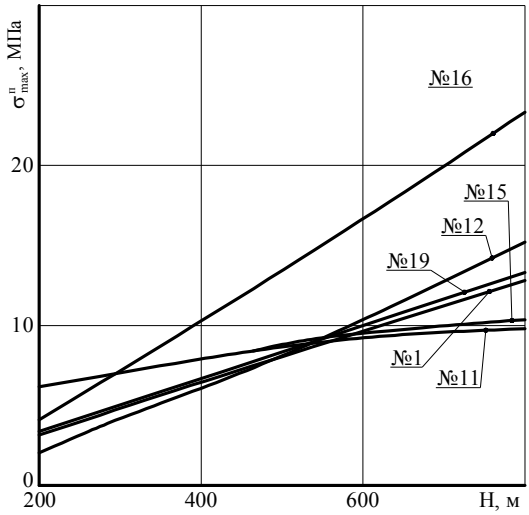


Рис. 3. Закономерности изменения максимума приведенных напряжений σ^{Π}_{max} в литой полосе по вариантам соотношения деформационных характеристик слоев углевмещающей толщи (см. табл. 1)

Далее проанализированы абсолютные значения σ^{Π}_{max} на предмет их связи с геомеханическими параметрами способа охраны выемочного штрека. На наш взгляд, наиболее информативными будут зависимости роста σ^{Π}_{max} по мере увеличения глубины разработки H для некоторых «разнополюсных» вариантов соотношения деформационных

характеристик породных слоев углевмещающей толщи (см. табл. 1).

На графиках рис. 3 взято усредненное значение высоты зоны беспорядочного обрушения пород кровли ($h^{II} = 4{,}5$ м), ширины области нарушенных пород ($L_1 = 2$ м) со стороны смежного выемочного участка и параметров литой полосы: $l_1 = 1{,}5$ м, $l_2 / l_1 = 0{,}5$, $\delta = 0{,}2$ м. Четко прослеживается влияние отношения жесткости близлежащих породных слоев основной и непосредственной кровли, которое усиливается с глубиной разработки.

Линейная функция $\sigma^{\Pi}_{max}(H)$ при однородном слоистом массиве (варианты №1 и №19) видоизменяется в нелинейную со снижением интенсивности роста при более жесткой основной кровле (варианты №11 и №15) и увеличением интенсивности роста при более жесткой непосредственной кровле (варианты №12 и №16). Эти закономерности подробно описаны и объяснены в работе [1], что указывает на существенное влияние и необходимость учета в расчетах НДС литой полосы соотношения деформационных характеристик породных слоев углевмещающей толщи.

В итоге, на основе корреляционно-дисперсионного анализа результатов расчетов НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» по семейству вариантов табл. 1 и 2 получено уравнение регрессии для расчета максимума σ^{Π}_{max} приведенных напряжений в литой полосе с разгрузочной полостью.

Уравнение используется при оптимизации параметров литой полосы и ее прочностного расчета.

$$\sigma^{\Pi}_{max} = \left\{\left[3{,}0 + 0{,}46\cdot 10^{-4}\left(E_2^I + 0{,}7E_3^I - 1{,}2E_1^I - 0{,}3E_2^{II} - 0{,}1E_1^{II}\right) + \right.\right.$$

$$\left. + 0{,}12\sqrt{h^{II}\cdot L_1\frac{E_1^{II}+E_2^{II}}{E_1^I+E_2^I}}\right]\frac{H}{100} + \frac{0{,}17}{\sqrt{h^{II}}}\left(1 - \sqrt[3]{\frac{E_1^I}{E_2^{II}}}\right)\times$$

$$\left.\times\left(0{,}6E_1^{об} + 0{,}5E_2^{об} + 0{,}3E_3^{об}\right)\left[2{,}3\left(\frac{H}{400} - 1\right)^{1{,}5} - 1{,}4\right]\right\}\frac{l_2^{0{,}72}}{l_1^{1{,}29}}\delta^{0{,}18}.$$

Наиболее простое и достаточно надежное условие устойчивости литой полосы имеет вид

$$\sigma^{\Pi}_{max} \le \sigma^{\Pi}_{сж},$$

где $\sigma^{\Pi}_{сж}$ – предел прочности материала литой полосы при одноосном сжатии.

Выводы

В условиях исчерпания податливости рамной крепи функцией разгрузки близлежащих к штреку пород наделяется охранная литая полоса с разгрузочной полостью, при определении оптимальных параметров которой рассмотрена задача по поиску компромиссного решения между максимальной разгрузкой пород зоны беспорядочного обрушения и минимально допустимой устойчивостью первого слоя пород зоны шарнирно-блокового перемещения.

Расчетами объема вариантов НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» при переменных геометрических параметрах последней выявлено их существенное влияние на напряженное состояние основных элементов, определяющих устойчивость выработки. Это доказывает возможность и целесообразность использования геометрических параметров литой полосы с разгрузочной полостью в качестве инструмента для управления устойчивостью выемочного штрека.

Устойчивость выемочного штрека во многом определяется состоянием литой полосы, максимум приведенных напряжений в которой может изменяться до 2,8 раз в исследуемом диапазоне вариации параметров l_1, l_2 / l_1, и δ литой полосы.

Закономерности связи максимумов приведенных напряжений с параметрами l_1, l_2 / l_1, и δ для литой полосы и породной бермы имеют в основном противоположные тенденции, что обуславливает существование оптимальных сочетаний параметров литой полосы, при которых одновременно оба максимума будут иметь минимальные значения, что тождественно повышению устойчивости как литой полосы, так и породной бермы.

Список литературы

1. Геомеханика взаимодействия элементов системы «породный массив-выемочная выработка-охранная конструкция» /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. – Днепропетровск: Системные технологии, 2007. – 209 с.

2. Геомеханика взаимодействия охранной конструкции выемочной выработки с разупрочненным породным массивом /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. //Науковий вісник НГУ. – 2007. – №5. – С.3-8.

© A. Wrana, A. Walentek,
A. Pakura

EVOLUTION IN THE UNDERGROUND TRANSPORT SYSTEMS USED IN THE POLISH MINING INDUSTRY IN THE LIGHT OF RESULTS OBTAINED FROM A SURVEY PERFORMED IN THE FRAMEWORK OF THE PROJECT «MINTOS»

This report presents results obtained from a survey performed among the employees connected with mine haulage activities on the today's state and expected future developments of the underground transport systems in the Polish mining industry. Additionally there has been presented a short characteristic of the most important activities undertaken in the framework of the research projects «MINTOS» financed by the European Research Fund for Coal and Steel (RFCS) which is executed in cooperation with the Central Mining Institute.

1. Introduction

The increase in the hard coal output efficiency is currently obtained through production concentration with simultaneous decrease in the number of exploited working faces. To be able to follow this conception it is necessary to apply heavy duty machinery and devices characterised by a high degree of reliability. Moreover, the striven for high production efficiency also depends on fast, flexible, reliable and safe transport systems for mined mineral, materials and employees [5].

While analysing the statistics of accident in the hard coal mine industry it is perceivable that most of them occur during transport activities. According to a report prepared by the Superior Mining Office on the state of health and safety-at-work in the Polish mining industry in the year 2008 [4] as much as 35% of fatal and serious accidents were connected with faults at underground transport. Among causes of the accidents there are: drivers leaning out of their cabs, unauthorised waking on mine rail tracks and jumping out of moving man-riding car by employees.

Therefore in the framework of the research project «MINTOS» entitled «Improving Mining Transport Reliability» executed in cooperation with the Central Mining Institute there was performed a survey on the current state of transport systems and their further development. The investigation was performed in the Coal Company collieries among employees connected with underground transport.

This paper presents selected results of investigations showing the current state of transport systems in the Coal Company S.A. with particular emphasis on the statistics of

accidents connected with them. Then it presents basic conclusions based on them and observations from the survey.

2 Project «MINTOS» – improvement of reliability of mine transport

The aforementioned aspect of importance of underground transport systems in improving safety and efficiency of coal mining was taken into account in the project «MINTOS». The project is a common initiative of Polish and foreign (EU countries) scientific institutions and industrial partners aimed at improvement of broadly meant reliability of transport.

The project is performed by partners from Germany, Great Britain, Spain and Poland.

The project's subject is very wide and includes, among others, the following issues:

– investigating influence of vibrations on transport means drivers;

– application of alternative energy sources in transport systems;

– computer-aided design of underground transport systems.

The Central Mining Institute's task to within the project was to develop a survey to identify the indispensable information on how the transport systems work. As the industrial partner in Poland is Coal Company S.A. the survey was performed in its collieries.

Coal Company S.A. is the largest mining enterprise in Europe. It incorporates 16 collieries with an output of circa 46 million tonnes per year and 5 facilities specialised in manufacture, repairs and modernisation of powered supports, control and mechanical hydraulics, elements of suspended monorail tracks, erection of facilities, asset management, computer systems and telecommunications as well as thermal and electrical energy supply systems.

In general the transport in hard coal mining may be divided into two groups: vertical and horizontal [4]. As regards the means of vertical transport they incorporate only rope-based devices used in mine shafts to draw mine cars and materials in cages or coal in skip vessels, whereas the group of horizontal transport means is more diverse and incorporates conveyors, suspended and on-floor rail transport as well as shuttle vehicles.

This paper takes focus on the issues connected with the materials transport in horizontal headings being most complex and causing most dangerous situations.

In the Polish coal mining materials are transported by means of rail transport systems which may be divided into [3]:

– underground railway haulage in the main roads;

– suspended or on-floor rail transport within mining districts.

The underground rail transport is the main transport means and incorporates:

– locomotives;

– cars;

– immovable machinery and devices (tracks, stations, etc.).

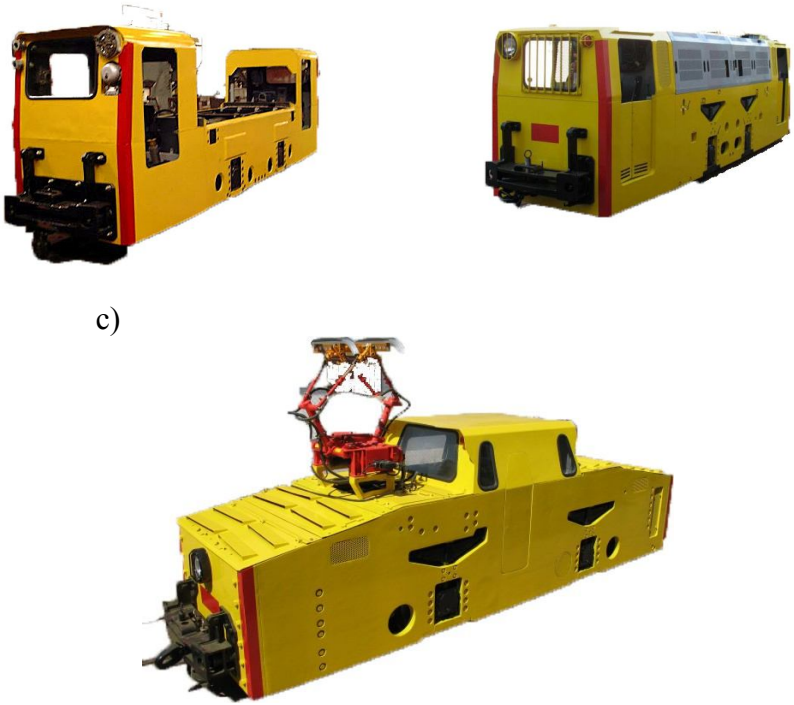
It should be here emphasised that among the aforementioned elements locomotives are of key importance. Nowadays three types of locomotives are in use (Fig. 1) [1]:

– trolley locomotives;

– storage-battery locomotives;

– diesel locomotives.

a) b)



c)

Fig. 1. Locomotives applied in the underground mine railway haulage:
a) Storage-battery locomotive, b) Diesel locomotive, c) Trolley locomotive

As regards the suspended or on-floor rail transport in mining districts they may be divided in the aspect of their drive-type into:

- rope haulage rail systems – driven by electrical motor and endless or free-end rope;
- rail systems with trains with own self-standing drives (diesel) (Fig. 2).

The diverse geological and mining-technical conditions that are encountered in the collieries of Coal Company S.A. caused that the company operates practically all types of means of horizontal transport (haulage) available in Poland. Among the suspended and on-floor rail systems used in the Coal Company collieries there are: Scharf, Ferrit, Bevex, Becker-Warkop and Pioma.

a)



b)



Fig. 2. Rail systems with self-sufficient trains:
a) On-floor rail system, b) Suspended rail system

3 Execution of the survey in the collieries of Coal Company S.A.

In order to obtain answers to question: «In what direction will the underground transport systems evolve in the nearest years» they organised the survey in all the collieries of Coal Company S.A. Two survey forms were prepared and delivered to appropriate target groups of employees. The forms were entitled as follows:

– conclusions from experience of use of mine transport means;
– factors that influence safety in use of transport systems.

The first survey form included 27 questions and was designed for a target group consisting of employees providing transport service and lower-rank members of the mining supervision staff. The subject scope of the form included mostly issues connected with:

– identification of current condition of the transport systems;
– assessment of risk factors;
– training needs;
– opinions on importance of various branches of mine transport.

The second survey form included 17 questions and was designed for a target group consisting of mine employees directly connected with designing transport systems. The survey questions covered issues connected with:

– procedures of designing transport systems;
– information scope indispensable to properly design a transport system;
– determining current condition of transport systems;
– opinions on importance of various transport means and groups of goods.

Each of the survey form included basic data of the questioned employee and the questions in its content part enabled the questioned employee to give only directed or half-directed answer to make processing of the answers easier and more unambiguous.

Part of the results obtained from the survey is presented in the following chapter.

4. Selected results obtained from the survey

Because of the wide scope of the survey's subject this paper presents in the first place only the most important questions selected from all the asked about and basic conclusions from performed analyses.

- ***Transport devices***

In the aspect of mine transport structure, questions required giving not only quantity but also percentage of transport machines / devices used in the whole mine now and expectations or predictions about the structure in the future.

Some interesting conclusions may be drawn from comparisons of the today's state with the future-state predictions (Fig. 3 and 4).

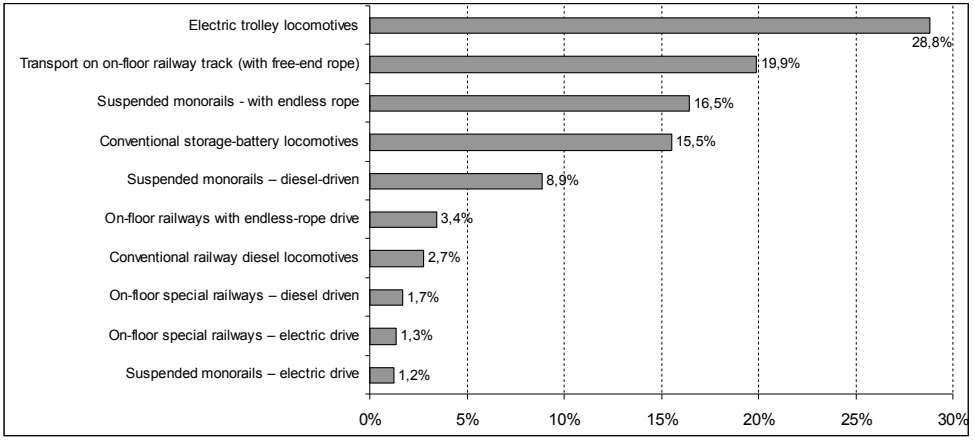


Fig. 3. Percentage of selected types among all transport devices possessed by the collieries of Coal Company S.A.

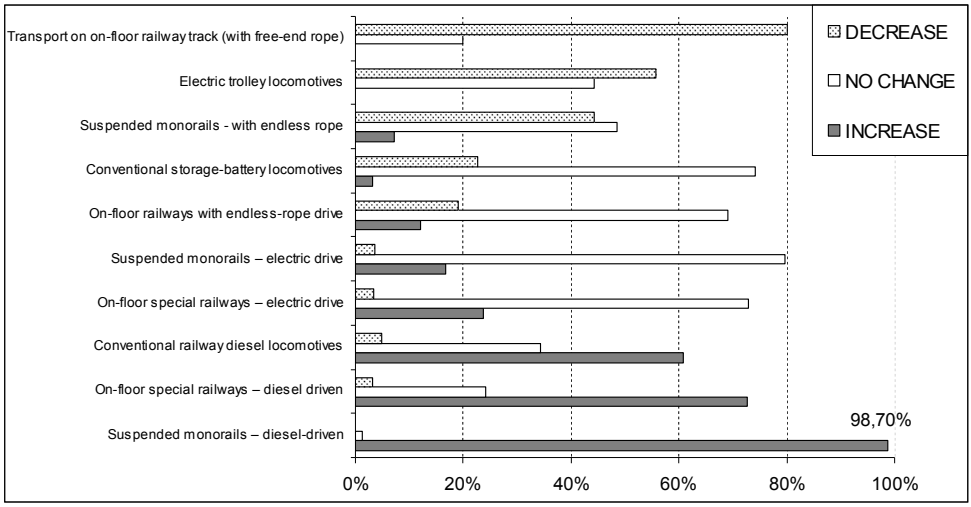


Fig. 4. Predicted percentage change of selected types in the structure of all possessed mine transport means

After having analysed the data presented in Fig. 3 and 4 one can find that on the one hand nowadays electric trolley locomotives and transport on conventional railways with free-end or endless rope prevail in the underground mine transport in the collieries. But on the other hand the expressed predictions (see Fig. 4) indicate that the percentage of the other types of transport devices in the general structure of all possessed transport means will grow, where almost all the persons surveyed put particular emphasis on the monorails with self-standing diesel-drive. Simultaneously the transport by means of electric winches with free-end rope will be more and more replaced with other systems.

The above results were replenished with answers to additional questions about safety, effectiveness, efficiency and broadly understood flexibility (legal and technical limitations of use) of the transport means under investigation. Here, the surveyed employees considered the suspended monorails with self-standing diesel-drive as most effective, efficient, safe and flexible. Taking into account the above assessment criteria the electric trolley locomotives, conventional diesel locomotives and transport by means of electric winches with free-end rope were considered as worst. It is perceivable that in a way these results correspond with the predictions expressed by the surveyed employees on future development of transport systems in the collieries (Fig. 4).

• ***Transported materials***

In the survey forms there were specified the following groups of goods to be transported underground in the collieries:

– large-dimension objects;
– long objects;
– explosives;

– chemicals;
– others.

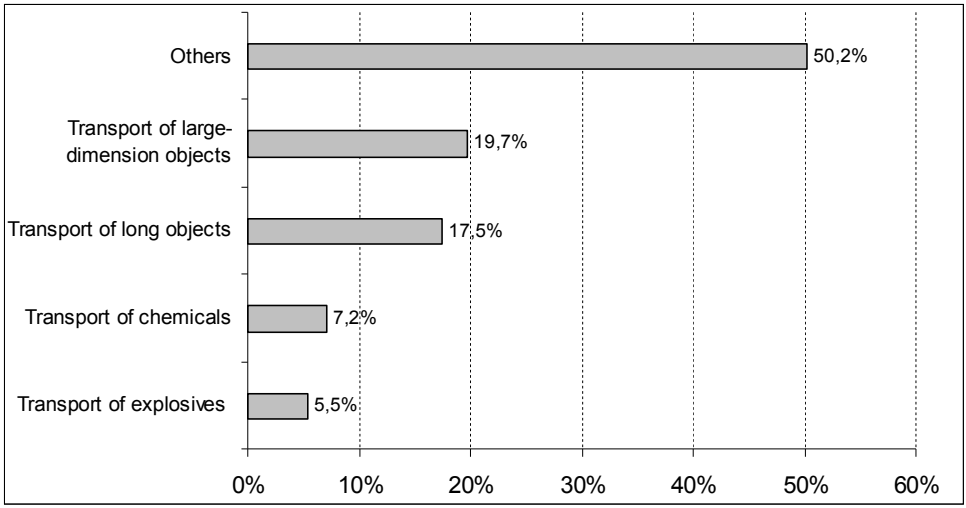


Fig. 5. Frequency of transports of the asked about groups of goods

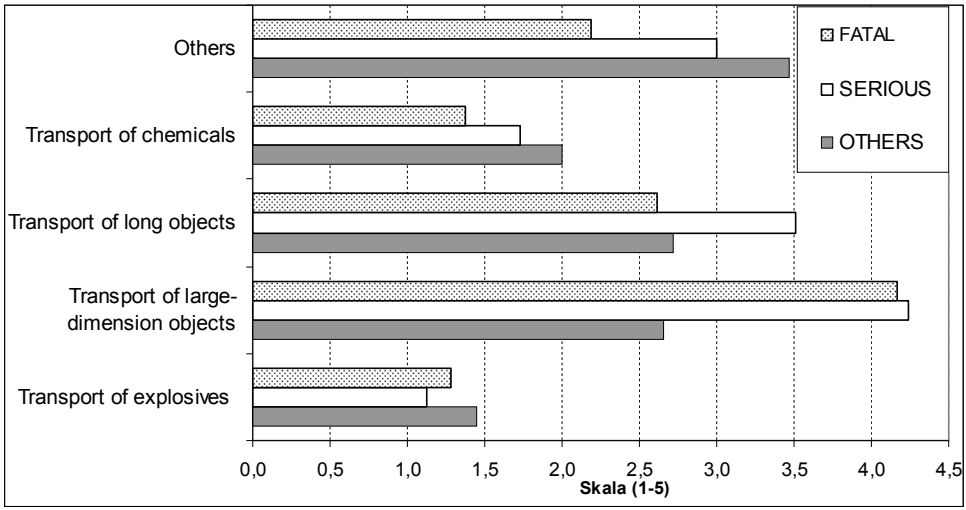


Fig. 6. Possibility of accident occurrence during transport of the asked about groups of goods

The survey questions asked about frequency of transports of the groups of goods and possibility of accident occurrence. Where the possibility of accident occurrence were assessed by using a five-degree scale in which «1» denotes the lowest probability, and «5» the highest probability of accident occurrence.

Graphical illustrations of the obtained result are presented in Fig. 5 and Fig. 6.

After having analysed the results presented in Fig. 5 and Fig. 6 we can state that large-dimension objects, long objects and others (most often diverse bulk materials or operation supplies) are most often transported. It is also perceivable that the largest probability of occurrence of an fatal or serious accident takes place during the transport of large-dimension objects.

Additionally the survey delivered essential information regarding the type of transport means that is most appropriate for transporting large-dimension objects. The employees considered that suspended monorails with self-standing diesel drive are most appropriate for this task.

5. Summary

To recapitulate the obtained results of the survey one can say that in the opinion of the employees taking part in the survey the transport means characterised by low efficiency and low safety level will be gradually put out of use. At the same time the types of transport means equipped with a self-standing drive, characterised by better flexibility and considered by employees as relatively safest, will be introduced.

Moreover investigations performed in the framework of the project MINTOS indicate that it is expected that the progress in the field of underground transport will not be limited merely to changes in the structure of transport means in use. Also research in the field of computer-aided design of transports systems will gain in importance and RFID (Radio Frequency Identification) technology will be used in training of operators and employees servicing transport means [2]. The technology of wireless communication will be used to improve the logistics of materials transport and control over materials flows.

Bibliography

1. Krauze K., Kotwica K.: Środki transportu stosowane w czasie drążenia wyrobisk korytarzowych. IV Międzynarodowa Konferencja – Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie. Ustroń, Listopad 2008 r.

2. Michalak D., Jaszczyk Ł., Lesisz R.: Nowoczesne materiały szkoleniowe w kształtowaniu bezpieczeństwa pracy urządzeń transportowych. IV Międzynarodowa Konferencja – Bezpieczeństwo pracy urządzeń transportowych w górnictwie. Ustroń, Listopad 2008 r.

3. Pieczora E.: Prognoza rozwoju szynowych systemów transportowych stosowanych w podziemiach kopalń węgla kamiennego. Wydawnictwo IGSMIE PAN. Kraków 2008 r.

4. Turek M. i inni.: Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego węgla kamiennego. Praca zbiorowa opracowana w ramach projektu WKP_1/1.4.5/ 2/2006/9/12/590. GIG, Katowice 2008 r.

5. Wyższy Urząd Górniczy: Stan bezpieczeństwa i higieny pracy w górnictwie w 2008r. Katowice 2009 r.

УДК 622.232.004

© В.Ф. Ганкевич, А.Н. Коцупей

ПРОБЛЕМЫ ИЗНАШИВАНИЯ ДЕТАЛЕЙ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ОБОРУДОВАНИЯ И ИЗЫСКАНИЕ МЕТОДОВ ПОВЫШЕНИЯ НАДЕЖНОСТИ И ДОЛГОВЕЧНОСТИ КОЛЕСНЫХ ПАР ШАХТНЫХ ВАГОНОВ

Розглянуто проблеми зносу деталей гірничовидобувного обладнання.

Рассмотрены проблемы изнашивания деталей горнодобывающего оборудования.

The problems of parts wear of mining equipment are considered.

Современные горные машины работают в различных горно-геологических, горнотехнических и погодно-климатических (для открытых разработок) условиях эксплуатации. Условия работы машин настолько разнообразны, что их даже трудно перечислить. Это и абразивная среда, повышенные – пониженные температуры, знакопеременные нагрузки, повышенная коррозионность. Отсюда можно сделать выводы, что условия эксплуатации горных машин при разработке месторождения полезных ископаемых весьма сложны и разнообразны.

В особенно трудных условиях работают машины на рудных и угольных разработках, детали и механизмы которых непосредственно контактируют с горными породами при подземной разработке.

Известно, что основная часть железных руд Украины (68,5%) сосредоточена в Криворожском железорудном бассейне, промышленный комплекс которого может добывать в год более 190 млн. т сырой руды и получать из нее около 70 млн. т товарной продукции. Концентрация горных работ и интенсификация выемки вызывает необходимость повышения продолжительности труда при комплексной механизации добычи полезных ископаемых, причем при подземной разработке повышать производительность горных машин следует не только, увеличивая габариты машин, но и повышая их прочностные и режимные параметры.

Поэтому, повышение прочности и долговечности деталей горнодобывающего оборудования – одна из важнейших задач современности, Украины, ее ведущей отрасли – горного машиностроения. Это связано и с непрерывным ростом интенсификации, повышением производительности оборудования и увеличением воздействующих на него нагрузок. На современном этапе развития горнодобывающего обо-

рудования весьма актуальными проблемами являются повышение надежности и долговечности изготавливаемых машин и это должно ставить во главу угла перед машиностроителями задачу непрерывного совершенствования технологии на базе новейших достижений науки и техники.

В масштабе народного хозяйства повышение долговечности машин позволяет увеличить эффективность использования материальных ресурсов, производственных мощностей машиностроительных предприятий, рабочей силы при производстве и эксплуатации машин, а также уменьшить капиталовложения в новое строительство и т.д.

При разработке конструкций современного горнодобывающего оборудования ставится задача обеспечения их работоспособности в различных горнотехнических и погодно – климатических условиях эксплуатации. С учетом применяемых технологий транспортное оборудование эксплуатируется в крайне неблагоприятных условиях (неравномерный режим работы, сопровождающийся реверсированием и ударными нагрузками, повышенная влажность, значительные колебания температур, агрессивные химические среды и обилие абразивов). Подобные экстремальные условия эксплуатации требуют изменения взгляда на эксплуатационную надежность этого типа оборудования.

Основная причина снижения экономичности использования мощности горнодобывающей техники заключается в недостаточно высокой долговечности дорогостоящего оборудования [1].

Основным видом транспорта на шахтах является электровозная откатка. В трудовых затратах, связанных с добычей руды, на долю электровозной откатки приходится до 22%. Однако этот вид транспорта работает в тяжелых условиях из-за динамических нагрузок, влажности, наличия абразивов, неровности рельсового пути и т.д.

Опыт эксплуатации шахтного рельсового транспорта показывает, что неритмичность его работы, в основном зависит от плохого состояния рельсового пути и низкого срока службы колес, осей и подшипниковых узлов вагонов, что негативно сказывается на работе шахты в целом.

Срок службы колес для десятитонных вагонов, в условиях Криворожского горнорудного бассейна составляет всего лишь 4-6 месяцев. Вопросами увеличения долговечности колес шахтных и рудничных вагонов занималось огромное количество ученых, и вопрос этот требует глубокого исследования и доработки.

Исследования Е.Е. Новикова [2] показывают, что на угольных шахтах Донбасса наименьший срок службы из всех узлов вагона у полускатов, определяемых, главным образом, сроком службы их подшипников. Средний срок службы подшипников скатов вагонов составляет 12 месяцев. Основной причиной выхода из строя является чисто абразивный износ (20%) и абразивный износ с окислением (45%). Из-за быстрого износа подшипников шахтных вагонов ежегодно в качестве запасных частей на шахтах расходуется около 1,5-2 млн. подшипников. Причинами абразивного и абразивно-окислительного изнашивания, по мнению Е.Е.Новикова, являются: использование непригодной смазки и загрязнение смазочных материалов вследствие несовершенной конструкции уплотнительных устройств.

Вопросами расчета динамических нагрузок на ходовую часть шахтных и рудничных вагонов занимались Н.С.Поляков, А.А. Ренгевич, Б.А. Кузнецов, В.Г. Шорин, А.С. Быля, С.Ф. Трунин, М.И. Щербаков, Е.Е. Новиков и др.

Для выполнения прочностного расчета ходовой части вагона нужно знать истинные нагрузки, действующие на него. При движении колеса вагонов испытывают продольное и поперечное скольжение, Последнее возникает вследствие наличия инерционных масс при неустановившемся движении. При установившемся движении величина поперечной силы равна нулю. Исследования шахтных путей [3,4] показали, что стыки рельс в большинстве случаев не соответствуют существующим нормативам и создают значительные динамические нагрузки на колеса.

Иногда на стыках имеется превышение головок рельсов «h», см, иногда же этого превышения нет и «h» равно нулю.

Для определения динамических нагрузок, действующих на колеса вагонов при их перекатывании по стыку, пользуются формулой:

$$P_д = P_{ст} + \frac{2\frac{G_к}{g}\cdot V^2 \cdot h \cdot \lambda}{\frac{G_к}{g}\cdot V^2 + \lambda(8hR - 5h^2)} \qquad (1)$$

Для случая, когда отсутствует превышение головок рельсов в стыке, т.е. $h = 0,$ пользуются формулой:

$$P_д = P_{ст} + \frac{2\frac{G_к}{g}\cdot V^2 \cdot \lambda(2R - \sqrt{4R^2 - l^2})}{2\left[\frac{G_к}{g}\cdot V^2 + 2\lambda(R\sqrt{4R^2 - l^2} - 2R^2 + 5l^2)\right]} \qquad (2)$$

где $P_{ст}$ – статическая нагрузка на колеса вагона

$G_к$ – вес вагона, производящийся на одно колесо, кг;

g – ускорение силы тяжести, см/сек$^{2;}$

V – скорость движения вагона, см/сек;

h – превышение уровней головок рельсов на стыке, см;

λ – предельная жесткость рельсового пути на стыке, кг/см;

R – радиус колеса по ободу катания, см;

l – зазор между рельсами в стыке, см.

При исследовании влияния веса вагона на величину динамических нагрузок, действующих на ходовую часть, установлено, что увеличение груза при одних и тех

же конструктивных параметрах вагона приводит к увеличению динамических нагрузок на ходовую часть вагона пропорционально добавленному грузу.

Расположение вагона в составе, как это выведено экспериментально, не оказывает существенного влияния на величину вертикальных составляющих радиальных нагрузок.

Так при расположении вагона первым от электровоза, величина вертикальных составляющих радиальной нагрузки всего лишь на 6-9% больше, чем при других положениях вагона в составе.

Увеличение это происходит за счет всползания гребня передних колес на кромку головки рельса с подъемом обода катания колеса.

Зависимость между вертикальными и горизонтальными составляющими радиальных нагрузок выражается следующим образом:

Для прямолинейного участка

$$P_в = 1{,}47P_г + 42 \text{ кг} \tag{3}$$

Для криволинейного участка

$$P_в = 1{,}7P_г + 35{,}6 \text{ кг} \tag{4}$$

где $P_в$ – вертикальные составляющие радиальной нагрузки;

$P_г$ – горизонтальные составляющие радиальной нагрузки.

На основании анализа экспериментальных данных радиальная нагрузка, действующая на ходовую часть вагона:

$$P = G\left(\frac{K^2G}{1{,}7} + 0{,}59V - 0{,}16KV^2\right) \tag{5}$$

где P – общая радиальная нагрузка, действующая на одно колесо, т;

G – вес вагонетки, т;

K – коэффициент распределения веса на колеса выгона;

V – скорость движения вагона, м/сек.

Осевая нагрузка при прямолинейном пути

$$Q_{пр} = G\left(0{,}52V - \frac{K}{5{,}5}V^2 - K\right), \text{ т} \tag{6}$$

при прямолинейном пути

$$Q_{кр} = G\left(0{,}59V - \frac{K}{4{,}5}V^2 - \frac{K}{1{,}3}\right), \text{ т} \tag{7}$$

Исследования показали, что величина осевых нагрузок составляет 30-35% от действующих радиальных нагрузок при прямолинейном пути и 45-50% при криволинейном пути от действующих радиальных нагрузок.

Исследования усилий, действующих на ходовую часть вагонов, грузоподъемностью 10 тонн на рудниках Криворожского бассейна показывают, что при движении порожнего вагона вертикальные динамические силы превышают статическую величину сил в 4-6 раз, и при движении груженых вагонов – в 3 раза.

Максимальные величины поперечных сил на прямолинейных и криволинейных участках пути достигают 1200-1500 кг при движении порожних вагонов и 2000-2500 кг – при движении груженых вагонов. Продольные величины сил, действующие со стороны пути вдоль продольной оси вагона, не превышающие 600 кг, встречаются редко и наблюдаются при прохождении колесом вагона стрелочного перехода [4].

Наиболее изнашиваемой частью колеса рудничного вагона является реборда (гребень). Важным параметром бандажей электровозов и вагонов является угол профиля δ, от величины которого зависит устойчивость колес от схода с рельсов (рис. 1).

Дружковским машиностроительным заводом установлено, что при износе бандажей угол δ становится равным 72-73º и остается стабильным для определенных шахт.

Б.А. Кузнецов, проводя свои исследования на рудниках Кривбасса, подтвердил это положение [5]. Слепки, снятые с изношенных гребней показали, что угол δ примерно постоянен независимо от степени износа.

Если рассматривать сопряжение профилей бандажа и рельса, то угол набегания для колес данного вагона, либо электровоза является неизменным. Этот угол определяется в соответствии с выводами Б.А. Кузнецова по следующей формуле:

$$tg\alpha \approx \frac{S_в}{2R} + \frac{\vartheta}{S_в} \tag{8}$$

где $S_в$ – жесткая база экипажа;

ϑ – игра колеи (разбег скатов) на кривой;

R – радиус закругления рельсового пути.

Средний угол профиля гребня определится по формуле:

$$tg\delta \approx \frac{1}{tg\alpha} \cdot \sqrt{\frac{d}{r_0}} \tag{9}$$

где r_0 – номинальный радиус колес;

d – высота гребня.

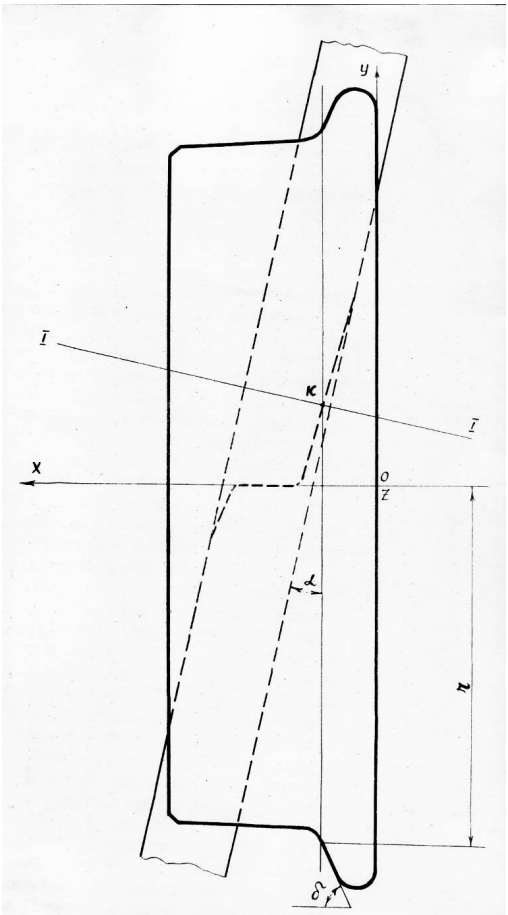


Рис. 1. Угол профиля гребня колеса вагона

Изучая литературу в вопросах теоретического и экспериментального исследования прочностных узлов шахтных вагонов, можно сделать вывод, что в этом направлении не уделялось достаточного внимания.

Из-за отсутствия фактических нагрузок, действующих на ходовую часть вагонов, современные методы расчета не позволяют произвести соответствующие расчеты на должном уровне. Срок их службы находится в пределах от 6 до 30 месяцев. Анализируя поломки ходовых частей вагонов в условиях угольных шахт, можно сделать вывод, что износ подшипников, осей и ободов катания колес являются одной из основных причин воздействия на них больших динамических нагрузок.

Одним из основных методов изучения динамических нагрузок, действующих на ходовую часть, является измерение фактических величин нагрузок в вагонах при эксплуатационных режимах работы из-за невозможности определения последних теоретическим путем.

Наблюдения и анализ геометрических параметров рельсового пути свидетельствуют о неудовлетворительном состоянии путевого хозяйства.

Износ подшипников, осей и ободов катания колес, вследствие воздействия на них больших динамических нагрузок, являются одной из основных причин разрушения и деформации. На износ шахтных вагонов оказывают влияние технология изготовления, и химический состав стали, термоупрочнение, состояние рельсового пути, масса вагонов, скорость их движения. Одним из методов повышения срока службы колес рудничных вагонов является совершенствование конструкции узла сочленения колеса с осью вагона. Для Кривбасса колеса изготавливаются по разработкам ВНИПИрудмаша (рис. 2, а).

Основные недостатки этой конструкции:

– близкое расположение посадочных мест под роликоподшипники 1 и 2; привариваемый сегмент 4 не обеспечивает точности постановки наружных обойм ролико-

подшипников; ненадежность защиты роликоподшипников от внешней среды с одной стороны диском 5 и прижимной планкой 6, а с другой – лабиринтным уплотнением 3; неравномерная жесткость обода колеса в связи с наличием шести ребер под ребордой, а не в центре обода.

Конструктивные недостатки дополняются неотработанной технологией изготовления посадочных мест под подшипники, что ускоряет износ колеса, роликоподшипников и оси.

Так, обработка посадочных мест под роликоподшипники в ступице колеса на токарных станках с числовым программным управлением не обеспечивает требуемой стабильности размера и чистоты обрабатываемой поверхности.

НГУ предлагает конструкцию колеса (рис. 2, б), которая лишена указанных недостатков. Диск колеса 1 наклонный, направлен в центр обода, ребра с одной стороны наклонные и упираются в диск колеса, а с другой вертикальные. Такая конструкция обеспечивает разную жесткость обода колеса. Штампованная крышка 4 фиксируется с помощью пружинного кольца 3, для герметизации имеется резиновое уплотнительное кольцо 2.

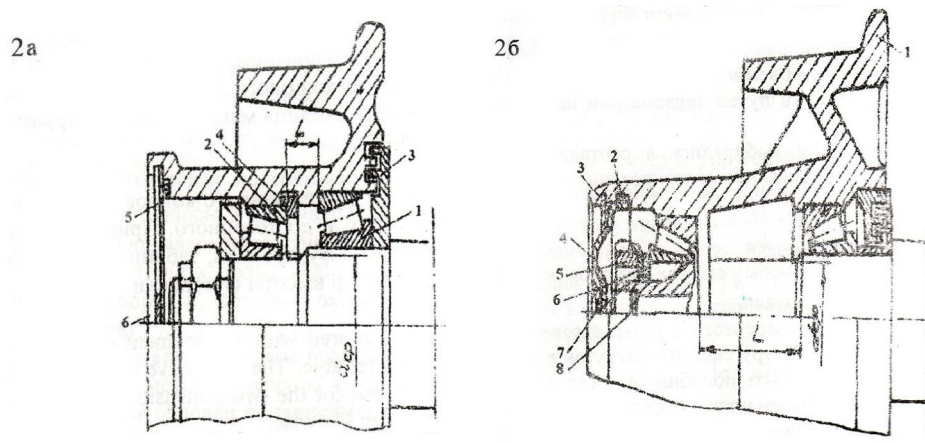


Рис. 2. Рудничное колесо конструкции: а – ВНИПИрудмаша, $i = L / d_{cp} = 0{,}3$ *; б – НГУ,* $i = 1{,}22$

Для демонтажа крышки 4 к ней приваривается изогнутая пластина 7. Экономное использование смазки в полой оси достигается приваривании крышки 8. Для предотвращения ослабления гайки ставится стопорная шайба 6.

Роликоподшипники в конструкции максимально раздвинуты к торцам колеса. Посадочные места под роликоподшипники подвергаются доводочной операции – двухсторонней алмазной расточке.

Предлагаемая конструкция колеса позволит увеличить срок его службы в 3-5 раз.

При сборке скатов вагонов затяжку подшипников регулируют корончатой гайкой. Осевой зазор в подшипниках скатов рудных вагонов должен быть в пределах 50-120 мм. До сих пор на осях и в корончатых гайках применяется резьба с шагом, равным 3 мм, а количество прорезей для шплинта на гайке под шплинт принято равным 6. При этом осевой зазор подшипников можно регулировать с точностью 0,5 мм, что противоречит нормам. Чтобы не выходить за пределы норм, необходимо резьбу на осях и в корончатых гайках нарезать с шагом 0,5 мм, количество прорезей в корончатых гайках предусматривать 12. Как доказано исследованиями, осевой зазор в значительной степени влияет на коэффициент трения и работоспособность подшипникового узла. Технология сборки скатов вагонов на заводах-изготовителях, разборки и сборки их в ремонтных мастерских и на ремонтных участках рудников и шахт давно освоено. Но культура этих работ очень низка.

Одним из вариантов повышения надежности и снижения эксплуатационных затрат работы колеса рудничного вагона может быть изготовление ступицы колеса из серого чугуна с напрессовыванием бандажа, например, из стали 35 ГЛ, отлитой центробежным способом. При этом бандаж гарантировано не будет иметь пор, раковин, других дефектов и сталь приобретает механические свойства, близкие к полученным методам проката. Насадка бандажа на ступицу колеса осуществляется методом горячего прессования [6].

Отсюда можно сделать следующие выводы, что повышение износостойкости и долговечности колес рудных вагонов достигается, выбором марки стали, совершенствованием конструкции, технологией монтажа и соблюдением графика планово-предупредительного ремонта.

Список литературы

1. Коцупей А.Н. Сравнительная оценка эффективности технологических методов упрочнения рабочих поверхностей деталей горных машин // Науковий вісник НГУ. – 2001. – №6. – С. 52-54.

2. Новиков Е.Е. Исследование подшипниковых узлов шахтных вагонеток с целью повышения долговечности и надежности их работы / Диссертация. – 1963.

3. Трунин С.Ф. Исследование ходовой части шахтных вагонеток. «Горные машины и автоматика». – 1963. – №3(35).

4. Быля А.К. О вертикальных и поперечных силах, действующих на рудничную вагонетку со стороны пути. // Сборник «Вопросы рудничного транспорта». – М.: Надра. – 1965. – Вып. №8. – 1965.

5. Кузнецов Б.А. Угол профиля изношенных гребней рудничного подвижного состава. Сборник «Вопросы рудничного транспорта». – М.: Госгортехиздат. – 1961. – Вып. №5.

6. Ганкевич В.Ф., Коцупей А.Н. Методы повышения эксплуатационных характеристик колес рудничного транспорта. //Науковий вісник НГУ. – 2006. – №11. – С. 68-69.

УДК 622.281.74

© М.М. Кононенко

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ КРІПЛЕННЯ НАРІЗНИХ ВИРОБОК У ЗОНАХ ВПЛИВУ ОЧИСНОГО ПРОСТОРУ

Розкриті актуальність та проблематика існуючої технології кріплення нарізних виробок в умовах ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат». Наведені результати теоретичних, лабораторних та натурних досліджень напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер та бурових ортів. Запропонована нова методика розрахунку параметрів комбінованого кріплення нарізних виробок, яка враховує вплив очисного простору.

Раскрыты актуальность и проблематика существующей технологии крепления нарезных выработок в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». Представлены результаты теоретических, лабораторных и натурных исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг очистных камер и буровых ортов. Предложена новая методика расчета параметров комбинированного крепления нарезных выработок, которая учитывает влияние очистного пространства.

The urgency and problematics of existing technology of supporting of face heading in the conditions of CJC «Zaporizkij ore mining enterprise» are opened. Results of theoretical, laboratory and natural researches of the is stress and strain condition of a file of rocks round clearing chambers and drilling orts are presented. The new design procedure of parametres of the combined of supporting of face heading which considers influence of stoping is offered.

Видобування багатих залізних руд на шахтах України здійснюється переважно камерними системами розробки. За допомогою цих систем у ВАТ «Криворізький залізорудний комбінат» видобувають понад 70%, а в ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат» (ЗАО «ЗЗРК») 100% багатих залізних руд. Завдання підвищення темпів експлуатації родовищ найбільш актуальним є для ЗАТ «ЗЗРК», де видобування руди пов'язано з процесом закладання виробленого простору. Збільшення обсягів видобутку та зниження темпів розкриття й підготовки нових горизонтів призводить до порушення раціонального співвідношення між очисними й гірничо-капітальними роботами. З метою вирішення виниклої проблеми в 2001 році Державним підприємством «Науково-дослідний гірничорудний інститут» (м. Кривий Ріг) для ЗАТ «ЗЗРК» був розроблений і впроваджений новий варіант поверхнево-камерної системи розробки із закладкою, що твердіє. Його конструктивною особливістю є наявність у первинних камер високого похилого днища, що примикає до висячого боку покладу.

Нова форма первинних очисних камер дозволяє зменшити кількість техніки з доставки в межах блоків на 20% і знизити обсяг проходки нарізних виробок на 16%.

Формування високого похилого днища веде до деоптимізації форм камер та сприяє прояву гірського тиску в прилеглому масиві гірських порід. Нарізні виробки, що проводять у масиві руди похилого днища та вторинної камери, є концентраторами напружень. Це проявляється у вигляді вивалів, відшарування й обвалення руди в бурових ортах очисних блоків на шахті «Експлуатаційна» ЗАТ «ЗЗРК». Питаннями розробки покладів за допомогою камерних систем і кріплення виробок займалися С.Г. Борисенко, І.С. Зіцер, В.О. Калініченко, Ю.П. Капленко, О.В. Колоколов, В.Ф. Лавриненко, Є.І. Логачов, В.С. Нігматуллін, В.Г. Перепелиця, В.В. Цариковський, Є.П. Чистяков, Г.Т. Фаустов, О.Є. Хоменко та інші. Відсутність достатнього наукового обґрунтування способів кріплення нарізних виробок, що знаходяться в зонах розвантаження очисних камер, сприяє зниженню безпеки гірничих робіт, перевитраті кріпильних матеріалів і, як наслідок, підвищенню собівартості видобутку руди.

Для аналітичного дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер була удосконалена методика, яка запропонована авторами у роботі [1], та розроблена розрахункова схема дослідження напружено-деформованого стану масиву в зонах розвантаження первинними очисними камерами (рис. 1).

Дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід у зонах розвантаження первинних камер виконували за поширенням ізоліній радіальних напружень σр. Для дослідження впливу глибини закладання первинних очисних камер, що мають похилі днища з боку висячого боку, були виконані для існуючих та нових горизонтів шахти. Зміна радіальних напружень σр у межах зон розвантаження зі збільшенням глибини проведення гірничих робіт наведена на рис. 2, а-в.

Графічні залежності напружень σ_p для основних областей концентрацій напружень у масиві зон розвантаження первинними очисними камерами і аналітичні залежності апроксимації визначалися за допомогою програми Microsoft Excel 2000.

Аналітичні залежності визначені для областей концентрації напружень у масиві навколо первинних камер з метою їх подальшого використання в інженерних розрахунках. Для масиву гірських порід навколо камер, залежності зміни напружень зі збільшенням глибини їх закладання мають вигляд:

– максимальні розтягальні напруження у руді лежачого боку

$$\sigma_p = 1{,}262e^{0{,}0021H}, \text{ МПа, при } R = 98\%,$$

де R – вірогідність апроксимації, %;

H – глибина закладання камер, м;

– максимальні розтягальні напруження у масиві руди похилого днища первинних очисних камер.

$$\sigma_p = 1{,}726e^{0{,}0016H}, \text{ МПа, при } R = 95\%.$$

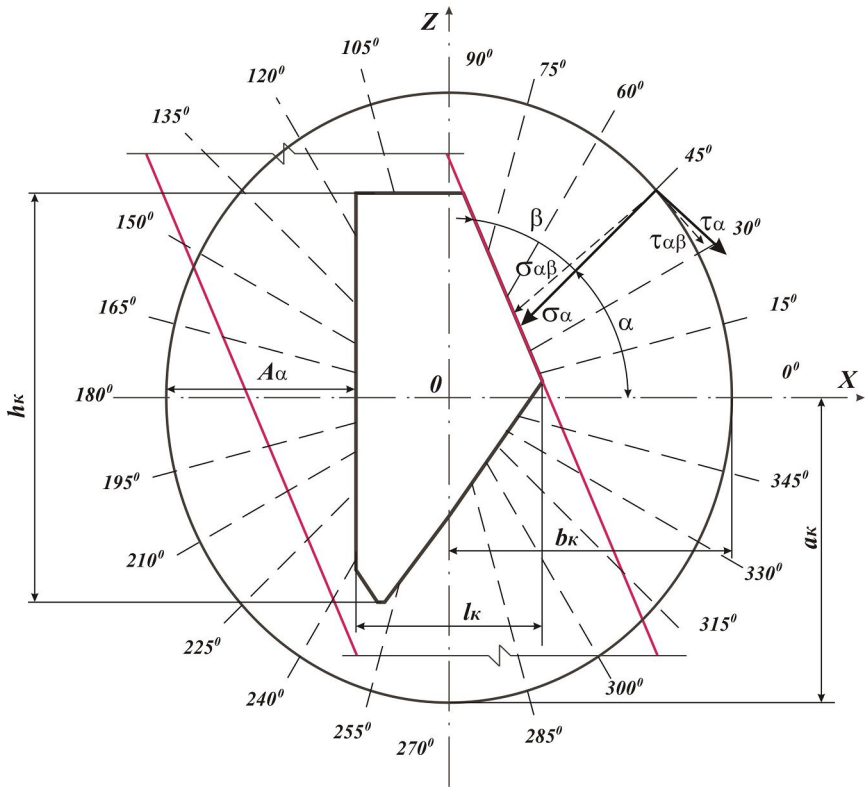


Рис. 1. Розрахункова схема моделювання масиву за допомогою термодинамічного методу в зоні розвантаження очисної камери: α – кут між розрахунковою площадкою та віссю OX, град; β – кут між напрямком дії напруження σ_α та дотичною в точці пересічення площадки з контуром камери, град; x – поточна проміжна координата положення точки на площадці, м; A_α – відстань уздовж площадки від межі зони розвантаження до контуру очисної камери, м; $h_к$ – вертикальний проліт відслонення масиву, м; $l_к$ – горизонтальний проліт оголення масиву, м; O – центр очисної камери, початок системи координат XYZ; a – вертикальна піввісь зони розвантаження, що направлена уздовж вісі OZ, м; b – горизонтальна піввісь зони розвантаження, що направлена уздовж вісі OX, м; σ_α и τ_α – радіальні та тангенціальні напруження в незайманому масиві, МПа; $\sigma_{\alpha\beta}$ и $\tau_{\alpha\beta}$ – радіальні та тангенціальні залишкові потенціальні напруження, МПа

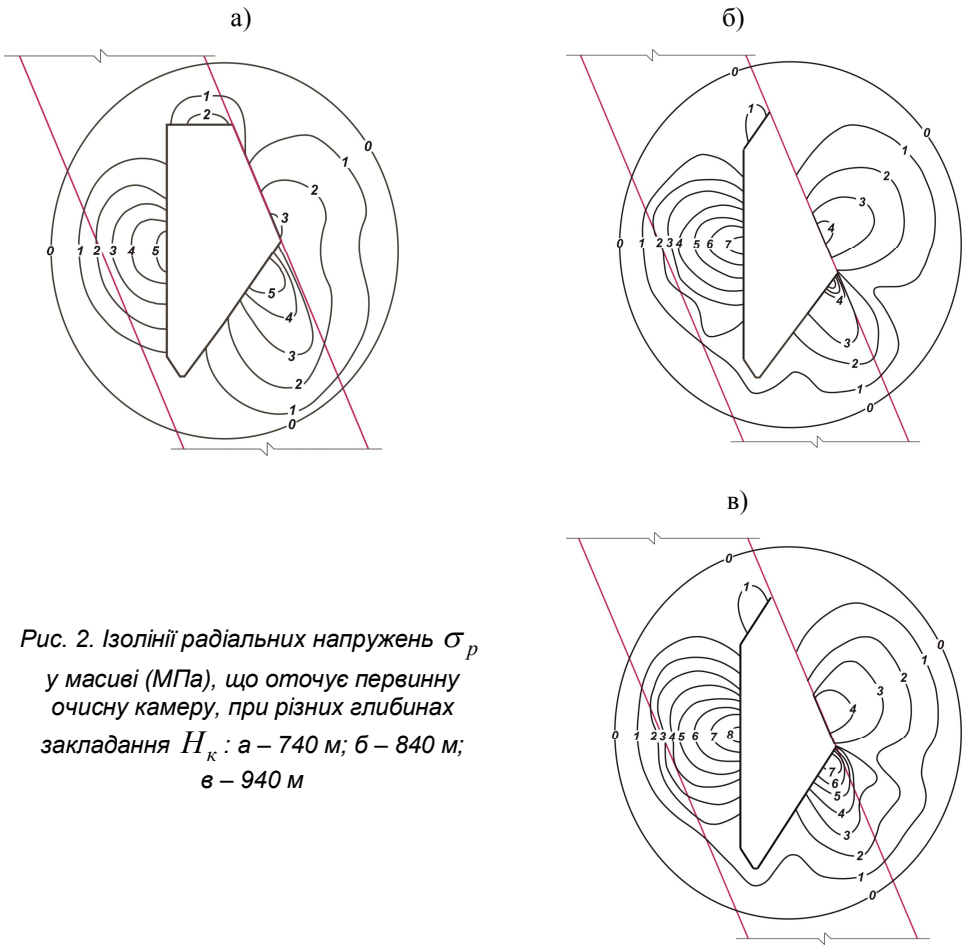


Рис. 2. Ізолінії радіальних напружень σ_p у масиві (МПа), що оточує первинну очисну камеру, при різних глибинах закладання $H_к$: а – 740 м; б – 840 м; в – 940 м

Дослідження поведінки масиву навколо очисних камер [2] дозволили зробити висновок, що руйнівні деформації діють у місцях, де реальні напруження, що виникають у масивах зон розвантаження, перевищують гранично допустимі на розтяг або зсув. Для виконання досліджень областей впливу глибини закладання, аналізу були піддані первинні очисні камери, що мають однакові геотехнологічні умови розробки та похиле днище зі сторони висячого боку. Зміна величин руйнівних деформацій $U_к$ у межах зон розвантаження зі збільшенням глибини розробки, зображена на рис. 3, а-в.

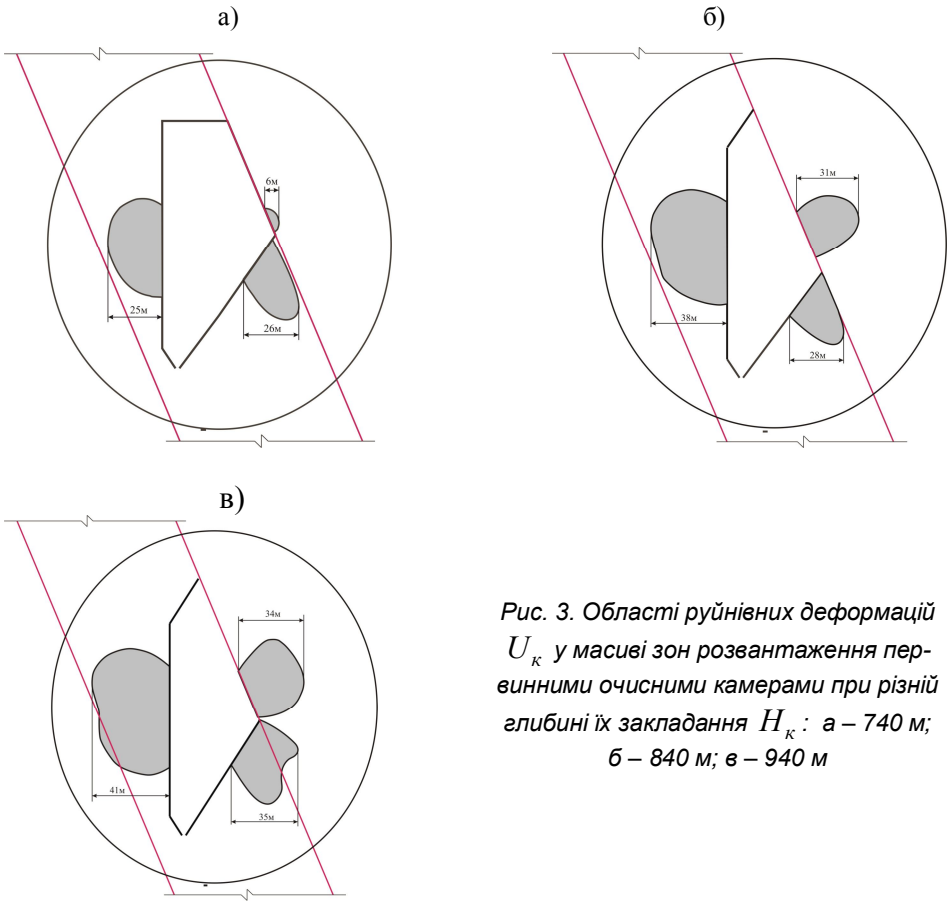


Рис. 3. Області руйнівних деформацій $U_к$ у масиві зон розвантаження первинними очисними камерами при різній глибині їх закладання $H_к$: а – 740 м; б – 840 м; в – 940 м

Аналітичні залежності визначені для руйнівних деформацій навколо первинних очисних камер з метою їх використання в розрахунках. Для масиву гірських порід, що оточують первинні очисні камери, емпіричні залежності мають вигляд:

– величини руйнівних деформацій у руді лежачого боку

$$U_к = 0{,}0215\gamma H_к - 36{,}4\text{, МПа, при } R = 91{,}5\%,$$

де γ – об'ємна маса порід, т/м^3;

$H_к$ – глибина закладання очисних камер, м;

– величина руйнівних деформацій у масиві руди похилого днища первинної очисної камери

$$U_к = 0{,}009\gamma H_к + 4{,}6\text{, МПа, при } R = 94{,}2\%;$$

– величина руйнівних деформацій у породах висячого боку

$$U_к = 0{,}54\gamma H_к - 93{,}73\text{, МПа, при } R = 92{,}8\%.$$

З початку проведення очисних робіт у масиві гірських порід, що оточує очисні камери, розвиваються руйнівні деформації, що поширюються як у бік лежачого, так й у бік висячого боків. До області руйнівних деформацій попадають підповерхові нарізні виробки горизонтів 690 й 715 м, що проходять у похилому днищі камер.

Аналітичні дослідження руйнівних деформацій у підповерхових бурових ортах дозволили встановити наступні залежності:

– для масиву руди в покрівлі нарізних виробок горизонту 665 м, зі сторони боку лежачого боку, залежність має вигляд

$$U = -0{,}0003 \cdot L^2 - 0{,}0231 \cdot L + 1{,}6838\text{, м, при } R = 99{,}5\%,$$

де L – відстань від очисної камери у бік порід лежачого боку, м;

– для масиву руди в покрівлі бурових виробок горизонту 690 м, з боку висячого боку, залежність має вигляд:

$$U = -0{,}0011 \cdot L^3 + 0{,}0237 \cdot L^2 - 0{,}1377 \cdot L + 1{,}8759\text{, м, при } R = 91{,}6\%,$$

де L – відстань від очисних камер у бік порід висячого боку, м;

– для масиву руди в покрівлі бурових виробок горизонту 715 м, з боку висячого боку, залежність має вигляд:

$$U = -0{,}00005 \cdot L^3 + 0{,}002 \cdot L^2 - 0{,}016 \cdot L + 1{,}6141\text{, м, при } R = 91{,}3\%.$$

Подальші дослідження дали можливість виявити закономірності зміни величин руйнівних деформацій з урахуванням глибин закладання відкаточних горизонтів та відміток проведення нарізних виробок на підповерхах. Залежність, що визначає області руйнівних деформацій з урахуванням відстані від очисних камер та від підошви виробок відкаточних горизонтів до підошви підповерхів має вигляд:

$$U = -\left(\frac{h_д}{234}\right)^{4,5} L^3 + \left(\frac{h_д}{145{,}7}\right)^{3,6} L^2 - \left(\frac{h_д}{93{,}1}\right)^{3,1} L + 0{,}8h_д^{0,22}\text{, м,}$$

$$\text{при } R = 87{,}7\%, \qquad (1)$$

де $h_д$ – відстань від підошви відкаточного горизонту до підошви підповерху, м.

Залежність, що визначає розміри областей руйнівних деформацій у покрівлі бурових ортів з урахуванням відстані від очисних камер і глибин закладання виробок, має вигляд:

$$U = -\left(\frac{H}{72,9}\right)^{-3,77} L^3 + 31,9H^{-1,3}L^2 - 0,7H^{-0,37}L + 0,148H^{0,38}, \text{ м},$$

$$\text{при } R = 84,7\%, \qquad (2)$$

де H – глибина закладання підповерхових виробок, м.

Подальші дослідження дозволили отримати залежність, що визначає розміри областей руйнівних деформацій з урахуванням відстані від очисних камер у бік порід лежачого боку та глибин закладання підповерхових виробок, яка має вигляд:

$$U = -2 \cdot 10^{-9} H^{1,8621}L^2 - 394,73e^{-0,0151H}L + 0,0453H^{0,5572}, \text{ м},$$

$$\text{при } R = 93\%.$$

Залежності багатократної апроксимації передбачають деяку похибку, тому результати розрахунків мають відхилення в кінцевих результатах згідно вірогідності апроксимації R. Цей факт зумовлює необхідність перевірки отриманих теоретичних досліджень за допомогою фізичного моделювання та натурних експериментів.

Методика фізичного моделювання містила добір і приготування еквівалентних матеріалів, формування та навантаження моделей, проведення експериментів. Лабораторні дослідження проводилися на спеціальній установці моделювання гірського тиску шляхом інструментального виміру величин деформації матеріалу навколо очисних камер. Для цього в еквівалентному матеріалі утворювали порожнини, що імітували первинні очисні камери в масштабі 1:100.

Отримані результати деформування матеріалу моделі при дослідженні глибин закладення камер дозволили встановити, що збільшення глибини на кожні 100 м призводить до деформування масиву моделі у бік висячого боку на 3 см, лежачого боку – на 3 см й у похилому днищі – на 1-2 см. У бік висячого та лежачого боків процес деформування проявлявся у вигляді відшарувань та обвалень, а у похилому днищі камери – у вигляді утворення тріщин. Залежності руйнівних деформацій $U_к$ від глибини закладення очисних камер $H_к$ мають вигляд:

– у бік лежачого боку

$$U_к = 0,03H_к - 0,533, \text{ мм, при } R = 96\%;$$

– в похилому днищі камер

$$U_к = 0,02H_к + 2,867, \text{ мм, при } R = 92,3\%;$$

– у бік висячого боку

$$U_к = 0,03H_к - 8,533, \text{ мм, при } R = 96,4\%.$$

Розбіжність результатів фізичного моделювання й аналітичних досліджень зміни величин деформацій масиву із глибиною не перевищила 7%.

Методика натурних досліджень містила вивчення технічних характеристик і принципу роботи лазерних приладів, таких як, електронна рулетка та електронний тахометр серії GPT-3000, порядок проведення вимірів в умовах відпрацювання очисних камерах та параметри деформування кріплення у підповерхових бурових ортах горизонтів 665, 690 та 715 м поблизу відпрацьованих первинних очисних камер.

Промислові виміри проводилися в умовах шахти «Експлуатаційна» ЗАТ «ЗЗРК» при відпрацьовуванні запасів руди в поверхах 640-740 м та 740-840 м, де за допомогою лазерних приладів вимірювали фактичні розміри первинних очисних камер після завершення очисних робіт. Отримані дані порівнювали з проектними розмірами камер. Порівняльний аналіз проектних і фактичних розмірів надав можливості отримати параметри збільшення величин деформацій масиву, що оточує первинні очисні камери, зі зростанням глибини розробки. Натурні дослідження дозволили отримати емпіричні рівняння залежностей величин деформації масиву $U_к$ від глибин закладення очисних камер $H_к$, що мають вигляд:

– у породах висячого боку

$$U_к = 0{,}07H_к - 45 \text{, мм, при } R = 99\,\%;$$

– у руді лежачого боці

$$U_к = 0{,}0175H_к - 11{,}033 \text{, мм, при } R = 99{,}3\,\%;$$

– у похилому днищі камер

$$U_к = 0{,}0125H_к - 4{,}83 \text{, мм, при } R = 98{,}7\,\%.$$

Для виміру деформації кріплення в підповерхових бурових ортах горизонтів 665, 690 й 715 м поблизу відпрацьованих первинних очисних камер користувалися електронною рулеткою. Промислові виміри величин деформацій масиву руди та кріплення дозволили встановити залежності величин областей руйнівних деформацій у покрівлі бурових виробок на відстані від первинних очисних камер у бік порід лежачого та висячого боків, які мають вигляд:

– горизонту 665 м зі сторони лежачого боку

$$U = -0{,}0001 \cdot L^2 - 0{,}0036 \cdot L + 1{,}4786 \text{, м, при } R = 97{,}8\,\%;$$

– горизонту 690 м зі сторони висячого боку

$$U = -0{,}0005 \cdot L^3 + 0{,}0087 \cdot L^2 - 0{,}0476 \cdot L + 1{,}7057 \text{, м, при } R = 99{,}7\,\%;$$

– горизонту 715 м зі сторони висячого боку

$$U = -0{,}00007 \cdot L^3 + 0{,}0028 \cdot L^2 - 0{,}0227 \cdot L + 1{,}4616 \text{, м, при } R = 99\,\%.$$

Розбіжність результатів промислових вимірів від фізичного моделювання та теоретичних досліджень зміни величин деформацій масиву із глибиною розробки не перевищила 8%.

Отримані результати дослідження напружено-деформованого стану масиву порід навколо первинних очисних камер і бурових виробок дало змогу створити методику і послідовність визначення параметрів комбінованого кріплення нарізних виробок із урахуванням впливу очисних камер.

1. Визначається величина руйнівних деформацій у покрівлі виробки від первинної камери у бік порід висячого боку

$$U = \frac{k_2 L^2 - k_1 L^3 - k_3 L + 0{,}8 h_д^{0{,}22} + 0{,}148 H^{0{,}38}}{2}, \text{ м},$$

де $h_д$ – відстань від підошви відкаточного горизонту до підошви підповерхової виробки, м;

H – глибина закладання підповерхової виробки, м;

L – відстань від очисної камери, м;

$$k_1 = \left(\frac{h_д}{234}\right)^{4,5} + \left(\frac{H}{72{,}9}\right)^{-3,77};\ k_2 = \left(\frac{h_д}{145{,}7}\right)^{3,6} + 31{,}9 H^{-1,3};$$

$$k_3 = \left(\frac{h_д}{93{,}1}\right)^{3,1} + 0{,}7 H^{-0,37}.$$

2. Визначається довжина анкера

$$l_a = U + l_з + l_п, \text{ м}, \tag{3}$$

де $l_з$ – величина заглиблення анкера в стійку зону масиву, що дорівнює 0,3…0,5 м;

$l_п$ – довжина виступаючої зі шпуру частини анкера, яка залежить від його конструкції та товщини опорно-підтримувальних елементів, що дорівнює 0,05…0,2 м;

3. Визначається щільність розміщення анкерів

$$n_a = \frac{P_в \cdot U \cdot \gamma \cdot k_п}{P_a}, \text{ шт.}, \tag{4}$$

де γ – об'ємна вага руди або гірських порід у межах зони можливого обвалення, кН/м^3;

$k_п$ – коефіцієнт перевантаження, що дорівнює 1,2;

P_a – несуча здатність анкера, кН;

$P_в$ – активний периметр виробки з коробчастим склепінням, м:

$$P_в = 3{,}18 + 1{,}33 B_{пр}, \text{ м}, \tag{5}$$

де $B_{пр}$ – ширина підповерхової виробки в проходці, м.

4. Визначається відстань між анкерами

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \cdot \gamma \cdot k_n}}, \text{ м}. \tag{6}$$

5. Визначається необхідна довжина анкера

$$l_y = l_a \cdot sin\alpha, \text{ м}, \tag{7}$$

де α – кут падіння покладу, град.

За результатами теоретичних, лабораторних і промислових досліджень установлено, що первинні камери впливають на кріплення нарізних виробок у бік порід лежачого боку. Це дозволило розробити методику розрахунку параметрів комбінованого кріплення бурових виробок у бік порід лежачого боку. Величина руйнівних деформацій у покрівлі виробок від сполучень первинних камер у бік порід лежачого боку визначається за формулою:

$$U = -L(2 \cdot 10^{-9} H^{1{,}8621} L + 394{,}73 e^{-0{,}0151H}) + 0{,}0453 H^{0{,}5572}, \text{ м},$$

де L – відстань від камери у бік порід лежачого боку, м;

H – глибина закладання виробок, м.

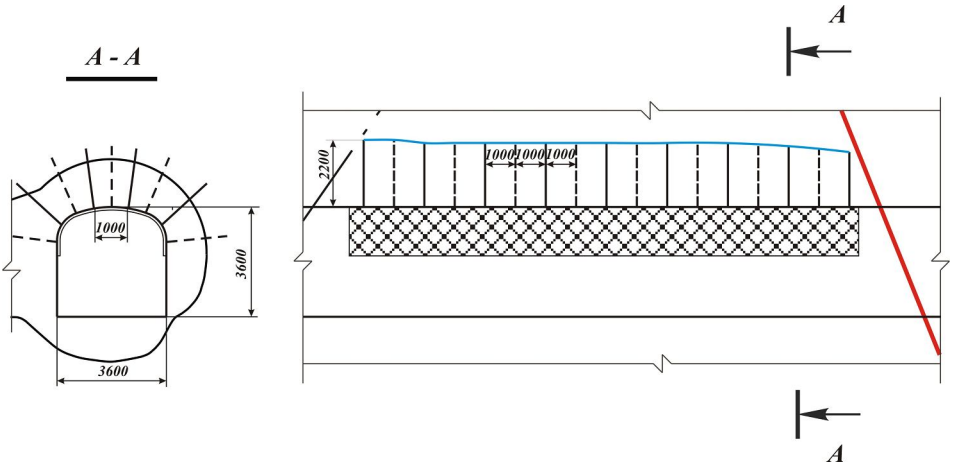


Рис. 4. Технологічна схема комбінованого кріплення нарізної виробки

Інші параметри анкерного кріплення виробки визначаються за формулами (3)-(7). Параметри встановлення сітки типу «Рабиця» чи інших підтримувальних засобів реалізуються відповідно до розмірів і форм областей руйнівних деформацій та ступеня тріщинуватості масиву. На підставі отриманих розрахунків визначено параметри кріплення виробки, технологічна схема якої зображена на рис. 4.

Впровадження раціонального способу кріплення нарізних виробок із урахуванням впливу очисних камер в умовах шахт ЗАТ «ЗЗРК» призведе до зниження собівартості кріплення нарізних виробок до 35%.

Список літератури

1. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия // Изв. ВУЗов. Горный журнал. – 1993. – №1. – С. 1-6.

2. Хоменко О.Є., Кононенко М.М. До обґрунтування технології кріплення нарізних виробок в умовах ЗАТ «Запорізький ЗРК» // Науковий вісник НГУ. – 2003. – №7. – С. 15-17.

УДК 622.272+541.1

© А.А. Гайдай

ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И ЕГО ВЛИЯНИЕ НА ПРОЦЕСС ОКУСКОВАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ ПРИ АДГЕЗИОННО-ХИМИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ

У статті розглядається вплив фізико-хімічних властивостей вугільних шламів на процеси їх огрудкування при адгезійно-хімічній технології. Наведено результати дослідження гранулометричного, мінерального і хімічного складів вугільних шламів.

В статье рассматривается влияние физико-химических свойств угольных шламов на процессы их окускования при адгезионно-химической технологии. Представлены результаты исследования гранулометрического, минерального и химического составов угольных шламов.

In clause influence of physical and chemical properties coal slimes on their processes agglomerating at the adhesion-chemical technology is considered. Results of research granulometric, mineral and chemical structures coal slimes are presented.

В условиях накопления продуктов добычи и переработки каменных углей и антрацитов появилась и продолжает обостряться проблема возникновения техногенных месторождений. Такие месторождения представлены шламохранилищами, занимающих огромные площади, что приводит к отчуждению сельскохозяйственных угодий и ощутимому ухудшению экологической ситуации территорий. Но количество полезных горючих компонентов, в таких шламохранилищах, составляет порядка 50-70%, которые можно переработать в топливо. В данном случае решается актуальная промышленная и социальная проблема потребности в дополнительном твёрдом топливе и снижении экологической нагрузки регионов, где ведётся разработка угольных месторождений. Одним из эффективных видов переработки является окускование при адгезионно-химической технологии [1, 2].

Для обоснования рациональных параметров процесса окускования адгезионно-химическим методом необходимо выполнить комплекс взаимосвязанных исследований гранулометрического, минерального и химического составов угольных шламов подлежащих окускованию.

Для получения готового продукта технологии окускования, имеющего вид цилиндрических стержней диаметром 30 мм и длиной 50...200 мм, необходимо подобрать оптимальный гранулометрический состав, предопределяющий подготовку твёрдого топлива к окускованию. Сыпучая смесь полезного ископаемого – это частицы минералов различного размера – от максимальных кусков, измеряемых сотнями миллиметров, до мельчайших зерен в несколько микрометров. Частицы шламов, как показали исследования, не превышают 1,5 мм. В случае присутствия в исходном угольном шламе фракций крупностью более 6-10 мм их пропускают через грохот. В случае со шламами такими фракциям являются техногенные отходы, которые могут быть представлены различными инородными телами металлического, деревянного или другого исполнения (гвозди, гайки, доски, сучки и др.).

Сравнивая частицы дисперсного топлива, для кусков кубической формы за диаметр принимают длину ребра куба; для кусков шарообразной формы – диаметр шара; для кусков неправильной формы – среднюю величину трех измерений: длины, ширины и толщины параллелепипеда, в который вписывается кусок. Иногда применяют понятие эквивалентный диаметр – это диаметр условного шара, объём которого равен объему частицы неправильной формы

$$d_{Э} = \sqrt[3]{\frac{6G}{\pi\delta}}\ , \qquad (1)$$

где $d_{Э}$ – эквивалентный диаметр частицы;

G , δ – масса и плотность частицы [3].

Крупность всей массы сыпучего материала оценивают по количественному соотношению в ней классов определенной крупности. Численные соотношения отдельных классов крупности называют гранулометрическим составом материала. Определяют его посредством анализов:

– ситового – рассев материала на стандартном наборе сит с размером отверстий 50 мкм и более;

– седиментационного – разделение материала на классы крупности по скоростям падения частиц в водной среде (материалы крупностью от 1 до 50 мкм);

– микроскопического – измерение размеров частиц под микроскопом (материалы крупностью до десятых долей мкм).

Результаты ситового анализа 3-х проб (всего было исследовано более 75 проб) твёрдого топлива представлены в таблице 1.

Графическое изображение гранулометрического состава называют характеристикой крупности (рис.1).

При построении графиков по оси абсцисс в линейном масштабе откладывают размеры отверстий сит d в миллиметрах, а по оси ординат суммарный выход классов крупностью более размера отверстий сит в процентах.

По кривой суммарной характеристики можно определить теоретический выход любого класса крупности при грохочении материала по заданному размеру.

Таблица 1

РЕЗУЛЬТАТЫ СИТОВОГО АНАЛИЗА

Класс крупности, мм	А* шлам		Т штыб		Г шлам*	
	Выход класса, %					
	Частный, γ	Суммарный, $\Sigma\gamma$	Частный, γ	Суммарный, $\Sigma\gamma$	Частный, γ	Суммарный, $\Sigma\gamma$
-10,0+2,5			16,21	16,21	3,86	3,86
-2,5+1,0			23,04	35,25	12,67	16,53
-1,0+0,315			27,23	62,48	50,85	67,38
-0,315+0,05	42,56	42,56	27,76	90,24	24,44	91,82
-0,05+0	57,44	100	5,76	100	8,18	100
Итого	100		100		100	

*Примечание – А, Т, Г – антрацитовый, тощий, газовый.

При проведении ситового анализа с получением большого количества классов и построении суммарных характеристик в широком диапазоне крупности зерен отрезки на оси абсцисс в области мелких классов имеют малый размер. Это затрудняет построение и использование характеристик, так как приходится составлять очень большие графики. Чтобы избежать этого, суммарные характеристики строят в системе координат с полулогарифмическими или логарифмическими шкалами. В первом случае на оси абсцисс откладывают не линейные размеры отверстий сит d, а $lg\, d$, оставляя ось ординат в линейном масштабе. Во втором меняют и масштаб ординаты, откладывая не суммарный выход $\Sigma\gamma$, а $lg\,\Sigma\gamma$. Преимущества полулогарифмического масштаба: расстояния между соседними значениями отверстий сит на оси абсцисс в области мелких зерен увеличиваются, а крупных – сокращаются. Это позволяет правильно рассчитать выход мелких классов при обычном размере графика.

Суммарные характеристики крупности, несмотря на кажущееся их различие, могут быть описаны аналитически уравнениями одного вида. Часто используют уравнение Розина-Рамлера

$$R = 100e^{-bd^n}, \qquad (2)$$

где R – суммарный выход класса крупнее d (остаток на сите), %;

b, n – параметры, зависящие от свойств материала и размерности;

d – размер отверстий сита.

Теоретический принцип подбор смеси частиц различной крупности заключается в создании структурной композиции, отвечающей наиболее плотной упаковке (рис. 2). В такой структуре массовое и объемное соотношение зерен достаточно полно может характеризоваться эмпирическим уравнением

$$P = 100\sqrt{d / D} \tag{3}$$

где P – доля зерен (% по массе), проходящих через сито с диаметром отверстий, равным d;

d – диаметр любого зерна смеси от 0 до D;

D – максимальный диаметр зерна смеси.



Рис. 1. Гранулометрические характеристики проб твёрдого топлива

Используя это уравнение, можно определить зависимость между R и d, оптимальный верхний предел крупности, число зерен в любом классе, удельную поверхность и др. Зная значения указанных величин, можно выбрать гранулометрический состав, обеспечивающий наиболее плотную упаковку зерен в смеси.

Удельная поверхность зерен смеси определяет тонкослоевое распределение, и структурируемость связующих, а также долю адсорбционных контактов. Чем выше число зерен, тем больше активных центров – элементов поверхности, в которых сосредотачиваются атомы с незанятыми валентностями.

Плотность упаковки тесно связана с размером зерен. Мелкие зерна более ребристы, чем крупные и теплота их смачивания примерно в 4 раза выше, чем у последних. Большое содержание крупных зерен (более 6 мм) отрицательно сказывается на прочности брикетов. При окусковании такие частицы легко растрескиваются. Появляются новые поверхности, непокрытые связующим. Наличие пылевидных частиц приводит к повышению удельной поверхности, а, следовательно, и возрастанию расхода связующих, что способствует уплотнению брикетов в результате активного заполнения пустот.

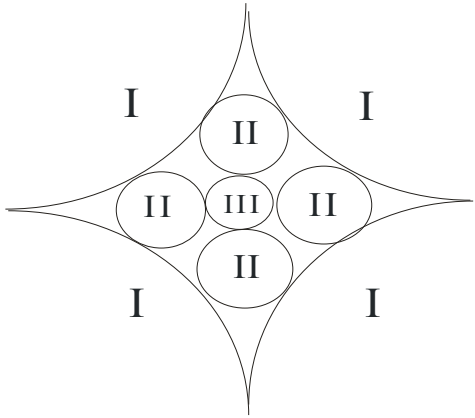


Рис. 2. Схема структуры с наиболее плотной упаковкой зерен диаметром I, II, III и т. д. в смеси

На плотность упаковки брикетов существенно влияет порозность структуры. Как бы тщательно не были упакованы твердые зерна в брикеты, между ними всегда есть поры (рис. 2). Число и величина пустот влияют на прочности брикетов. У брикетов из тонкозернистых частиц поры мелкие и они в основном заполнены связующим. Дефектов в виде пустот мало. Прочность брикетов велика. Брикеты с преобладанием крупных зерен имеют большое число дефектов. Объемного слоя связующего для заполнения в них пустот не хватает. Поэтому эти брикеты имеют низкую прочность. Для повышения прочности упаковки рекомендуется вводить в брикетную смесь пылевидные частицы, легко проникающие в пустоты [3]. При выполнении исследовании получены зависимости прочности готового топлива от гранулометрического состава и связующих, выполняющих физико-химическое влияние при окускование (табл. 2), частично исследования представлены в [4].

Неровности и шероховатость материала положительно влияют на механическое закрепление на нем связующего, повышая прочность брикетов.

Прочность брикетов тем ниже, чем однородней ситовый состав. Однородная смесь не позволяет обеспечить должную плотность упаковки. Зерна укладываются со значительным числом пустот в каркасе. Давление при окускование неравномерно распределяется в объёме системы, как следствие, брикеты легко деформируются.

Таким образом, исследование гранулометрического состава и его влияние на процесс окускования угольных шламов и штыбов при добавлении связующих и активирующих веществ, приводит к установлению:

– рациональных прочностных характеристик готового окускованного топлива;

– необходимости дополнительному дроблению угольных частиц мелкодисперсного твёрдого топлива;

– процентного соотношения необходимых связующих и активирующих веществ, повышающих потенциал заряженности частиц и соответственного ожидаемого результаты физико-механических параметров готовых брикетов.

Таблица 2

ХАРАКТЕРИСТИКА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПЕРВОНАЧАЛЬНОГО МЕЛКОДИСПЕРСНОГО ТВЁРДОГО ТОПЛИВА И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СВОЙСТВ ГОТОВОГО ТОПЛИВА С ДОБАВЛЕНИЕМ СВЯЗУЮЩИХ И АКТИВИРУЮЩИХ ВЕЩЕСТВ ПРИ АДГЕЗИОННО-ХИМИЧЕСКОМ ОКУСКОВАНИИ

№ пробы	Марка штыба (или шлама)	Связующее, %	Класс крупности, мм Выход класса, %					Влажность, %	Зола(глина), %	Прочность	
			-10,0+2,5	-2,5+1,0	-1,0+0,315	-0,315+0,05	-0,05+0			кг/см^2	кг/ πR^2 брикета
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	$А_{1\ шлам}$	физ. раствор, 1,5	-	-	-	42,6	57,4	14,90	17,09	13,3	93,96
2	$А_{2\ шлам}$	нет	-	-	15,6	39,3	35,1	18,17	19,77	9,7	52,20
3	$А_{3\ шлам}$	скоп, 14,0	-	-	16,7	35,1	48,2	19,50	8,00	10,1	71,30
4	$А_{4\ шлам}$	цемент М-400, 7,5	-	-	11,2	37,4	51,4	17,20	33,20	12,5	88,31
5	$А_{5\ штыб}$	---	1,5	9,5	69,4	9,5	10,1	9,00	16,20	11,2	79,12
6	$Т_{1\ шлам}$	физ. раствор, 1,5	-	-	8,9	51,8	29,3	16,10	31,20	13,8	97,43
7	$Т_{2\ штыб}$	цемент М-400, 8,0	2,3	12,8	58,4	10,0	16,5	8,00	28,30	9,2	64,95
8	$Д\text{-}Г_{1\ шлам}$	нет	-	-	20,4	30,2	49,4	15,00	18,50	8,9	62,83
9	$Г_{1\ шлам}$	физ. раствор, 2,0	-	-	15,2	45,4	39,4	17,00	17,50	11,1	78,37
10	$Г_{2\ штыб}$	скоп, 15,0	3,1	13,7	54,4	13,6	15,4	7,50	35,98	9,5	67,07

Список литературы

1. Патент №65923А. Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта /Пілов П.І., Бондаренко В.І., Куденко Г.О., Канарська Н.В. (Україна).

2. Гайдай А.А. Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования//Сб. научн. тр. НГУ. – Т. 1. – 2006. – №26 – 208 с.

3. Бедрань Н.Г., Скоробагатова Л.М. Переработка и качество полезных ископаемых. – Киев, Донецк: Вища школа, 1984. – 189 с.

4. Гайдай А.А., Медяник В.Ю., Маковецкий С.А.. Оптимизация параметров физико-механических свойств окускованного топлива при добавлении связующих и влиянии активирующими веществами // Науковий вісник НГУ.– 2007. – №3. – С. 15-18.

© P. Saługa, J. Sobczyk

SZACOWANIE STOPY DYSKONTOWEJ DOSTOSOWANEJ DO RYZYKA DLA PROJEKTÓW EKSPLOATACJI WĘGLA KAMIENNEGO W ZALEŻNOŚCI OD STOPNIA ROZPOZNANIA ZŁOŻA

W artykule przedstawiono względne prognozowane błędy oszacowania średnich miąższości pokładów (i zarazem zasobów), zawartości popiołu, zawartości siarki i wartości opałowej w obrębie wydzielonych parcel obliczeniowych dla danych z kolejnych etapów poznania złoża (A, B, C_1 i C_2). Porównanie oszacowań średnich wartości parametrów dokonanych metodą krigingu z oszacowaniami dla danych eksploatacyjnych lub w razie ich braku z danymi z najwyższej kategorii rozpoznania dało przybliżone oceny błędów rzeczywistych (stwierdzanych). Błędy te wykorzystano do wyznaczenia stopy dyskontowej «dostosowanej do ryzyka» jako wskaźnika ryzyka związanego z podejmowaną inwestycją górniczą.

Wprowadzenie

Zasoby węgla kamiennego i dokładność ich rozpoznania określane są w Polsce według sformalizowanych, administracyjnie ustalanych zasad. Porównanie ocen zasobów szacowanych według różnych systemów klasyfikacyjnych (w szczególności proponowanej przez ONZ, w której wprowadza się podział zasobów z uwagi na dokładność rozpoznania) ujawnia trudności w odpowiednim zaszeregowaniu do odpowiednich kategorii i grup zasobów spowodowane brakiem liczbowych charakterystyk dokładności ich rozpoznania. Zagadnienie jest również ważne dla oceny zasobów złóż nie eksploatowanych i pozostawianych przez likwidowane kopalnie, które muszą być uwzględniane w planach zagospodarowania przestrzennego i są objęte ochroną.

Szczególnego znaczenia nabiera dokładność szacowania zasobów, a co za tym idzie określenie ich wielkości w ocenach górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych. Zasoby, w zależności od stopnia zbadania złoża, kwalifikowane są do odpowiednich kategorii rozpoznania, które charakteryzują się wymaganą dokładnością rozpoznania:

– kategoria D, C_2 – ±40%,
– kategoria C_1 – ±30%,
– kategoria B – ±20%,
– kategoria A – ±10%.

Wielkość, a także jakość zasobów stanowią najistotniejszy czynnik ryzyka. Czynniki ryzyka mają różną wagę w zakresie wpływu na całkowite ryzyko inwestycji. Według klasyfikacji Towarzystwa Ekonomiki Surowców Mineralnych Kanadyjskiego Instytutu Górnictwa, Metalurgii i Ropy Naftowej (Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum-Mineral Economics Society, CIM MES), opartej o wyniki ankiet wypełnionych przez respondentów, jednym z najważniejszych źródeł ryzyka całkowitego projektów surowcowych i górniczych jest niepewność co do wielkości i jakości zasobów (tzw. «ryzyko zasobowe», resource risk). Zmniejszenie ryzyka zasobowego uzyskiwane jest wskutek postępu prac geologicznych i zagospodarowania złoża dzięki:

- informacjom uzyskiwanym z prac poszukiwawczo-rozpoznawczych (lepsze rozpoznanie w zakresie warunków powstawania złoża, lepsze metody opróbowania i wierceń);
- stosowaniu wyspecjalizowanego oprogramowania geostatystycznego.

Najistotniejsze w ocenie inwestycji górniczych jest określenie wielkości ryzyka zasobowego w obrębie stopy dyskontowej RADR w zależności od stopnia zbadania dokładności, z jaką mogą być szacowane zasoby złóż węgla kamiennego przy różnym stopniu ich rozpoznania, jak również od oszacowania jakości węgla w pokładach..

1 Ocena wielkości błędów oszacowań średnich wartości parametrów złożowych

Podstawę badań dla oceny wielkości błędów oszacowań średnich wartości parametrów złożowych stanowiły wyniki opróbowań 8 pokładów węgla w tym 6 w Górnośląskim Zagłębiu Węglowym i dwa w Lubelskim Zagłębiu Węglowym (tab. 1). Pokłady dobrano w taki sposób, by reprezentowały różne ogniwa stratygraficzne oraz miały różną miąższość, budowę i jakość (Mucha i in. 2007).

Jako miary dokładności oszacowań średnich wartości parametrów w parcelach obliczeniowych wyznaczano dwa rodzaje błędów: prognozowane i rzeczywiste (stwierdzane).

Błędy prognozowane wyznaczano bezpośrednio z procedury krigingu dla danych kolejnych kategorii rozpoznania z uwzględnieniem wzajemnego usytuowania punktów opróbowań, ich położenia względem parceli obliczeniowej, kształtu i wielkości parceli obliczeniowej oraz struktury zmienności parametru złożowego.

Błędy rzeczywiste (stwierdzane) określano przez odjęcie od oszacowanej metodą krigingu średniej wartości parametru w parceli, wartości średniej ustalonej na podstawie danych eksploatacyjnych, lub w przypadku ich braku – średniej oszacowanej dla danych z najwyższej kategorii rozpoznania. Tak zdefiniowany błąd rzeczywisty ma tutaj znaczenie umowne gdyż w praktyce geologiczno-górniczej nigdy nie jest znana absolutnie dokładnie wartość parametru złożowego w obrębie pokładów lub wydzielonych jego części, nawet po ich wyeksploatowaniu. Pojęcie rzeczywisty akcentuje jedynie fakt porównania wartości parametru oszacowanej teoretycznie, na podstawie rzadszej sieci punktów opróbowania (lub pomiarów), z wartością parametru, bardziej lub mniej zbliżoną do rzeczywistej, uzyskaną w oparciu o dane kopalniane po zakończeniu eksploatacji lub w oparciu o dane z zagęszczonej sieci opróbowań.

Tabela 1

CHARAKTERYSTYKA CECH BADANYCH POKŁADÓW WĘGLA KAMIENNEGO GZW I LZW (WEDŁUG DOKUMENTACJI GEOLOGICZNYCH KOPALŃ I DANYCH Z EKSPLOATACJI) [MUCHA I IN. 2007, 2008]

zag-łębie węglo-we	seria litostratygra ficzna – warstwy	pok-ład	kopal-nia	czystość węgla (średnia zawartość popiołu)	zawartość siarki całkowitej [%]	grubość pokładu (średnia miąższość)	przerosty
GZW	krakowska seria piaskowcowa – warstwy libiąskie	116/2	KWK «Janina»	średnia (13,3%)	2,29	średnia (1,8 m)	brak
		118		wysoka (8,8%)	1,87	średnia (3,2 m)	1-2 przerosty
	krakowska seria piaskowcowa – warstwy łaziskie	206/1-2	KWK «Piast»	średnia (11,0%)	1,10	średnia (2,0 m)	1-3 przerosty
		207		średnia (12,4%)	1,50	średnia (2,9 m)	brak
	seria mułowcowa – warstwy załęskie	352	KWK «Brze-szcze»	wysoka (8,5%)	0,35	pokład cienki (1,4 m)	jeden przerost lokalnie w części wschodniej
		405/1		średnia (11,8%)	0,90	średnia (2,6 m)	kilka przerostów
LZW	warstwy lubelskie	382	LW «Bog-danka» S.A.	średnia (18,0%)	1,4	średnia (1,7 m)	kilka przerostów
		385/2		wysoka (8,4%)	1,1	pokład cienki (1,45 m)	kilka przerostów

Stosując geostatystyczną procedurę *krigingu* blokowego oceniano błędy oszacowania następujących parametrów złoża:

- miąższości pokładu, która decyduje o wielkości zasobów, a więc i o okresie istnienia kopalni;
- parametrów jakościowych, oddziałujących na cenę węgla:

– kaloryczności (wartości opałowej),
– zawartości popiołu,
– zawartości siarki całkowitej.

Na podstawie geostatystycznego opisu zmienności parametrów złożowych określono ich średnie wartości w parcelach obliczeniowych oraz dokonano prognozy wielkości błędu tej oceny dla danych pochodzących z pokładów o różnej kategorii rozpoznania (C_2, C_1, B i A).

Wyniki badań oceny błędu rozpoznania geologicznego przedstawiono w tabeli 2.

Tabela 2

BŁĘDY OSZACOWANIA ŚREDNICH WARTOŚCI PARAMETRÓW BADANYCH POKŁADÓW WĘGLA KAMIENNEGO W POLACH EKSPLOATACYJNYCH [MUCHA I IN. 2007]

Parametr pokładu	kategoria rozpoznania	błędy względne absolutne		
		średnia arytm. błędów [%]	wartość min./max [%]	maksymalne możliwe średnie błędy na poz. ufności 0,95 [%]
miąższość pokładu bez przerostów M [m]	A	2	0,5/4,5	
	B	2	0,0/3,7	10
	C_1	6	0,0/24,8	25
	C_2	18	0,7/44,1	35
zawartość popiołu A [%]	A	n/a	n/a	n/a
	B	16	0,0/52,9	30
	C_1	28	0,0/88,4	45
	C_2	30	4,5/84,9	60
zawartość siarki całkowitej S_t [%]	A	n/a	n/a	n/a
	B	15	0,0/52,5	25
	C_1	18	0,8/57,3	35
	C_2	26,2	0,5/67,5	75
kaloryczność Q [MJ/kg]	A	n/a	n/a	n/a
	B	1	0,0/4,4	5
	C_1	4	0,0/20,4	10
	C_2	5	0,4/20,5	12

Z uwagi na fakt, że przeciętne dokładności oszacowań średnich wartości miąższości pokładów i wartości opałowej (kaloryczności), wyrażone błędami rzeczywistymi i prognozowanymi, spełniały wymagania stawiane wszystkim kategoriom rozpoznania, uznano je za satysfakcjonujące.

Gęstość przestrzenna węgla, istotna dla obliczenia zasobów, w praktyce geologiczno-górniczej traktowana jest jako parametr stosunkowo mało zmienny – przyjmuje się jako wielkość stałą w granicach poszczególnych pokładów. W tej sytuacji błąd względny oszacowania zasobów jest tożsamy z błędem oceny średniej miąższości w obrębie wydzielonych parcel obliczeniowych lub całych pokładów.

W odróżnieniu od miąższości pokładów i kaloryczności węgla, błędy prognozowane oszacowań średnich zawartości popiołu i siarki nie spełniają formalnych wymagań dla kategorii rozpoznania C_2, C_1, A+B.

Obliczone wielkości błędów obu rodzajów wykorzystano w ocenie ekonomicznej dla określenia średniego granicznego poziomu ryzyka związanego z przedsięwzięciem inwestycyjnym.

2 Określenie stopy dyskontowej RADR w relacji do błędu oszacowania parametrów złożowych

W celu oceny poziomu ryzyka związanego z danym parametrem złoża, a następnie doboru stopy dyskontowej RADR dla danej kategorii rozpoznania, skonstruowano arkusz przepływów pieniężnych DCF dla typowego – w warunkach hipotetycznej kopalni węgla kamiennego «X» – projektu inwestycyjnego (tabela 3) o następujących parametrach [Mucha i in. 2007]:

1. Miąższość złoża: 2,34 m (zasoby w ścianach: 3 229,2 tys. Mg, w parceli: 3 361,1 tys. Mg; zasoby w ścianach nie uwzględniają wydobycia z wyrobisk przygotowawczych);
2. Współczynnik strat eksploatacyjnych: 5%;
3. Wychód węgla: 85,5%;
4. Tempo eksploatacji: 4 843,80 Mg/d (101,720 tys. Mg/m-c);
5. Sumaryczna długość wyrobisk udostępniających: 3 000 m;
6. Okres istnienia projektu: 50 miesięcy, w tym:
   - czas udostępnienia: 17 miesięcy,
   - czas eksploatacji: 33 miesiące;
7. Wielkość nakładów inwestycyjnych: 94,106 mln zł, w tym:
   - drążenie wyrobisk udostępniających: 20,406 mln zł,
   - ściana: 73,7 mln zł;
8. Kapitał obrotowy: 33,611 mln zł;
9. Jednostkowe koszty operacyjne wydobycia i przeróbki (bez amortyzacji i kosztów składowania odpadów, z uwzględnieniem opłaty eksploatacyjnej): 135,- zł/Mg;
10. Jednostkowe koszty składowania odpadów: 12,- zł;
11. Jednostkowa cena sprzedaży węgla: 152,80 zł/Mg, przy następujących parametrach jakościowych:
    - kaloryczność: 22 000 MJ/kg,
    - zawartość popiołu: 21%,
    - zawartość siarki całkowitej: 0,9%;
12. Realna stopa dyskontowa: 4%;
13. Przewidywana stopa inflacji: 3,3%;
14. Stawka podatkowa: 19%;
15. System eksploatacji:
    - ścianowy z zawałem stropu,
    - brak równoległego prowadzenia ścian w polu,
    - drążenie i likwidacja chodników wraz z biegiem ściany;
16. Liczba dni roboczych w miesiącu: 21;

Tabela 3

ARKUSZ KALKULACYJNY DCF TYPOWEGO GÓRNICZEGO PROJEKTU INWESTYCYJNEGO REALIZOWANEGO W WARUNKACH KOPALNI «X» [MUCHA I IN. 2007]

Wychód węgla [%]:	85.47			Koszty operacyjne [zł/Mg wydob.]:		135.00
Wielkość zasobów w ścianach [Mg]:	3 229 200			Koszty kapitałowe [zł]:		94 106 000.00
Wielkość zasobów w parceli [Mg]:	3 361 100					
Współczynnik strat eksploatacyjnych [%]:	5.00					
Miąższość [m]:	2.34					
Tempo eksploatacji [Mg/m-c]	101 719.80					
Czas eksploatacji [m-c]:	33.0					
Stopa dyskontowa (realna) [%]:	1.21					
Inflacja [%]	3.31					
Stopa dyskontowa (z uwzględnieniem inflacji) [%]:	4.56					
	Okres:	rok 1	rok 2	rok 3	rok 4	rok 5
Wielkość wydobycia [Mg/rok]		8 769.51	514 733.49	1 220 637.60	1 235 541.60	411 226.20
Ilość odpadów [Mg]		52 112.39	110 377.81	177 417.44	265 983.71	59 770.98
Produkcja węgla [Mg]		7 494.88	439 917.92	1 043 220.16	1 055 957.89	351 455.22
Cena węgla [zł/Mg]		148.47	148.47	148.47	148.47	148.47
Koszt jedn. składowania odpadów [zł/Mg]		12.00	12.00	12.00	12.00	12.00
Inwestycje kapitałowe [zł]		12 006 890.40	82 099 109.60	0.00	0.00	0.00
uzbrojenie ściany[zł]		0.00	73 700 000.00	0.00	0.00	0.00
wyrobiska udostępniające [zł]		12 006 890.40	8 399 109.60	0.00		
Kapitał obrotowy [zł]		33 611 004.00				
Przychód brutto [zł]		1 112 746.31	65 313 518.13	154 884 300.57	156 775 439.77	52 179 682.46
minus: Koszty składowania odpadów [zł]		625 348.71	1 324 533.72	2 129 009.30	3 191 804.53	717 251.71
minus: Koszty operacyjne [zł]		921 870.34	54 109 903.67	128 316 079.47	129 882 820.37	43 228 992.59
Zysk brutto [zł]		-434 472.75	9 879 080.74	24 439 211.79	23 700 814.87	8 233 438.16
minus: Amortyzacja [zł]		0.00	6 906 362.50	16 575 270.00	16 575 270.00	5 584 118.74
Dochód do opodatkowania [zł]		-434 472.75	2 972 718.24	7 863 941.79	7 125 544.87	2 649 319.42
minus: Podatek [zł]		0.00	564 816.47	1 494 148.94	1 353 853.52	503 370.69
Zysk netto [zł]		-434 472.75	2 407 901.77	6 369 792.85	5 771 691.34	2 145 948.73
plus: Amortyzacja [zł]		0.00	6 906 362.50	16 575 270.00	16 575 270.00	5 584 118.74
minus: Inwestycje kapitałowe [zł]		12 006 890.40	82 099 109.60	0.00	0.00	-48 464 978.76
minus: Kapitał obrotowy [zł]		33 611 004.00	0.00	0.00	0.00	-33 611 004.00
Przepływ pieniężny netto [zł]		-46 052 367.15	-72 784 845.33	22 945 062.85	22 346 961.34	89 806 050.23
Zdyskontowany przepływ pieniężny netto [zł]		-46 052 367.15	-69 608 826.96	20 986 303.78	19 547 378.97	75 127 511.36
NPV [zł] 4.56%	0					

17. Stawki amortyzacyjne środków trwałych:
   - dla wyrobisk udostępniających – 4,5%,
   - dla sekcji obudowy zmechanizowanej i kruszarek – 20%,
   - dla pozostałych maszyn i urządzeń – 25%;

18. Finansowanie projektu: w 100% kapitałem własnym.

Dla celów analizy przyjęto, że zasadnicze parametry projektu, za wyjątkiem zasobowych czynników ryzyka, są stosunkowo pewne. Stopę dyskontową przyjęto *ad hoc* na poziomie 4%. Stopa ta mieści w sobie 2-procentową stawkę «wolną od ryzyka» oraz 2% ryzyka specyficznego projektu, związanego z innymi czynnikami niż zasoby.

Produkcję węgla kamiennego otrzymano, zmniejszając produkcję brutto o wielkość strat eksploatacyjnych oraz wielkość odpadów. Jednostkowe koszty operacyjne (pomniejszone o koszt jednostkowy składowania odpadów) służyły do obliczenia sumarycznych kosztów operacyjnych. Obliczenia wykonywano w pieniądzu bieżącym – stopę dyskontową nominalną obliczono według wzoru Fishera [1907, 1930]:

$$1 + i_n = (1 + i)(1 + i)_{\text{inf}} \tag{1}$$

gdzie:

i– stopa dyskontowa realna (przy zerowej inflacji,
i_{inf} – stopa inflacji,
i_n– stopa dyskontowa nominalna (uwzględniająca inflację).

Do określenia ceny węgla zastosowano formułę [Lorenz i in. 2002]:

$$P = 0{,}8\ P_{(wsk)} \left(\frac{Q}{25{,}1208} - \frac{A - 12}{100} - \frac{S_t - 1}{10} \right) \tag{2}$$

gdzie P – cena węgla [zł/Mg],

A – zawartość popiołu w węglu [%],

Q – wartość opałowa węgla [MJ/kg],

S_t – zawartość siarki całkowitej w węglu [%],

$P_{(wsk)}$ – cena węgla wskaźnikowego [zł/Mg] o następujących parametrach jakościowych:

- $Q_{wsk} = 25{,}1208$ MJ/kg,
- $A_{(wsk)} = 12\%$,
- $S_{t(wsk)} = 1\%$.

Wartość zaktualizowana netto NPV projektu przy tak przyjętych założeniach wynosi 0.

Przyjęto następującą metodykę określania poziomu ryzyka związanego z niepewnością danej zmiennej:

– mając średnie i maksymalne wartości błędów oszacowań poszczególnych

parametrów złoża (tab. 2), dla każdej kategorii rozpoznania liczono najbardziej niekorzystny poziom danego parametru;

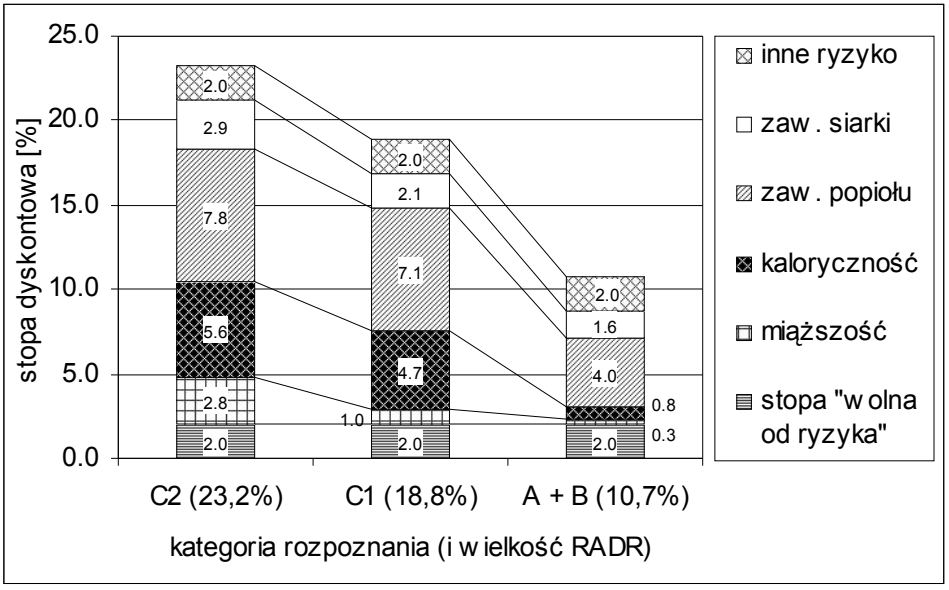
– obliczane wartości wstawiano do bazowego arkusza kalkulacyjnego NPV, a następnie poszukiwano stopy dyskontowej, dla której NPV = 0;

– ryzyko związane z daną zmienną kalkulowano jako różnicę przyjętej (4-procentowej) i wyliczonej stopy dyskontowej.

Wyniki zestawiono:

– dla błędów średnich w tabeli 4 i na rys. 2,

– dla błędów maksymalnych tabeli 5 i na rys. 3.



Rys. 2. Stopy dyskontowe RADR dla różnych kategorii rozpoznania geologicznego złóż węgla kamiennego w warunkach polskich (błędy średnie)

Wykonane badania wpływu błędów oszacowania zasobów i jakości węgla na ocenę ryzyka górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych wykazały, że najważniejszym czynnikiem ryzyka dla typowego projektu realizowanego w warunkach polskiej kopalni węgla kamiennego w każdej kategorii rozpoznania złoża jest błąd oszacowania parametrów charakteryzujących jakość węgla – w szczególności zawartości popiołu oraz w dalszej kolejności wartości opałowej (kaloryczności) i zawartości siarki. Zaskakująco najmniej istotnym czynnikiem ryzyka spośród analizowanych parametrów jest miąższość pokładu i w rezultacie zasoby węgla, istotnie wpływające na okres istnienia projektu.

Tabela 4

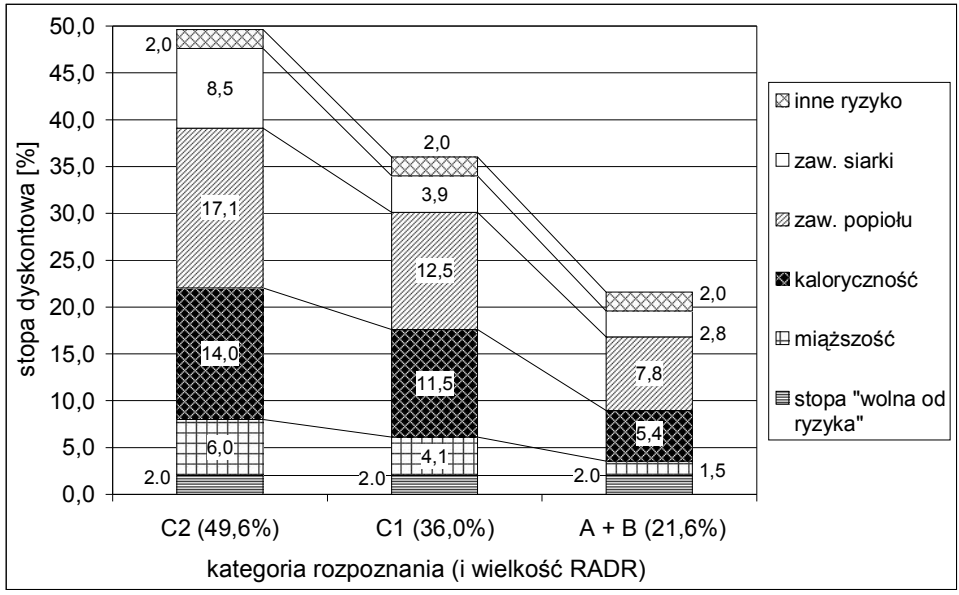
RYZYKO I STOPY DYSKONTOWE RADR DLA POSZCZEGÓLNYCH KATEGORII ROZPOZNANIA (BŁĘDY ŚREDNIE)

przypadek podstawowy	czynnik ryzyka	błąd średni [%]	wartość parametru	wielkość zasobów [Mg]	cena węgla [zł/Mg]	NPV przy błędzie śr. [zł]	ryzyko [%]	stopa RADR [%]
Kat. $A+B$	miąższość [m]	0	2,34	3229200	152,79			4,0
	kaloryczność [J/kg]	0	22000		152,79			4,0
	zaw. popiołu [%]	0	21,00		152,79			4,0
	zaw. siarki [%]	0	0,90		152,79			4,0
	miąższość [m]	2	2,30	3174000	152,79	-775511	0,3	4,3
	kaloryczność [J/kg]	2	21 846		151,61	-2323580	0,8	4,8
	zaw. popiołu [%]	16	24,26		146,54	-12337335	4,0	8,0
	zaw. siarki [%]	15	1,03		150,28	-4946305	1,6	5,6
Kategorie $A+B$ razem:							6,7	10,7
Kat. C_1	miąższość [m]	6	2,19	3022200	152,79	-2911732	1,0	5,0
	kaloryczność [J/kg]	4	21 054		145,56	-14273419	4,7	8,7
	zaw. popiołu [%]	28	26,80		141,66	-21982138	7,1	11,2
	zaw. siarki [%]	18	1,07		149,61	-6276690	2,1	6,1
Kategoria C_1 razem:							14,8	18,8
Kat. C_2	miąższość [m]	18	1,93	2663400	152,79	-7986184	2,8	6,8
	kaloryczność [J/kg]	5	20 856		144,04	-17260879	5,6	9,6
	zaw. popiołu [%]	30	27,30		140,69	-24176968	7,8	11,9
	zaw. siarki [%]	26	1,14		148,26	-8937461	2,9	6,9
Kategoria C_2 razem:							19,2	23,2

Tabela 5

RYZYKO I STOPY DYSKONTOWE RADR DLA POSZCZEGÓLNYCH KATEGORII ROZPOZNANIA (BŁĘDY MAKSYMALNE)

przypadek podstawowy	czynnik ryzyka	błąd maks [%]	wartość param. [m]	wielkość zasobów [Mg]	cena węgla [zł/Mg]	NPV przy błędzie śr. [zł]	ryzyko [%]	stopa RADR [%]
	miąższość [m]	0	2,34	3229200	152,79			4,0
	kaloryczność [J/kg]	0	22 000		152,79			4,0
	zaw. popiołu [%]	0	21,00		152,79			4,0
	zaw. siarki [%]	0	0,90		152,79			4,0
Kat. $A+B$	miąższość [m]	10	2,11	3038180	152,79	-4546940	1,5	5,6
	kaloryczność [J/kg]	5	20 900		144,38	-16596999	5,4	9,4
	zaw. popiołu [%]	30	27,30		140,69	-24176968	7,8	11,9
	zaw. siarki [%]	25	1,13		148,47	-8528112	2,8	6,8
Kat. $A+B$ razem:							17,6	21,6
Kat. C_1	miąższość [m]	25	1,76	2906280	152,79	-11427818	4,1	8,1
	kaloryczność [J/kg]	10	19 800		135,97	-35669026	11,5	15,5
	zaw. popiołu [%]	45	30,45		134,64	-38906281	12,5	16,5
	zaw. siarki [%]	35	1,22		146,74	-11939356	3,9	7,9
Kat. C_1 razem:							32,0	30,0
Kat. C_2	miąższość [m]	35	1,52	2098980	132,61	-16077088	6,0	10,0
	kaloryczność [J/kg]	12	19 360		144,04	-43859162	14,0	18,1
	zaw. popiołu [%]	60	33,60		128,60	-53635595	17,1	21,1
	zaw. siarki [%]	75	1,58		139,83	-26281156	8,5	12,5
Kat. C_2 razem:							45,6	49,6



Rys. 3. Stopy dyskontowe RADR dla różnych kategorii rozpoznania geologicznego złóż węgla kamiennego w warunkach polskich (błędy maksymalne)

Całość ryzyka, związanego z rozpoznaniem geologicznym, spada wraz z zakresem i jakością rozpoznania. W przypadku ryzyka liczonego dla błędów średnich od 19,2% dla kategorii C_2, poprzez 14,8% dla kategorii C_1, do 6,7% dla kategorii A+B. Wartości te mogę stanowić punkt wyjścia dla określania stóp dyskontowych RADR dla projektów obejmujących zasoby danej kategorii. Zakładając, że realna stopa „wolna od ryzyka" oraz suma ryzyka pochodzącego od innych, niż geologiczne, czynników ryzyka wyniosą 2%, stopy dyskontowe RADR dla projektów obejmujących zasoby poszczególnych kategorii kształtować się więc powinny na poziomie (realnie):

– dla kategorii C_2 – 23,2%;

– dla kategorii C_1 – 18,8%;

– dla kategorii $A+B$ – 10,7%.

Wysoka stopa RADR obliczona dla zasobów kategorii C_2, oznacza, że w zasadzie zasoby tej kategorii nie powinny być wykorzystywane w analizie zdyskontowanych przepływów pieniężnych. Potwierdzają to wyniki uzyskane dla możliwych błędów maksymalnych. Suma ryzyka dla kategorii C_2, C_1 oraz B wyniosła tu odpowiednio – 45,6%, 32%, 17,6% (realnie).

Niestety nie ma danych literaturowych na temat stóp dyskontowych stosowanych dla projektów realizowanych w górnictwie węgla kamiennego. Interesujące może więc być porównanie obliczonych stawek z wielkościami podawanymi przez Smitha [1994, 2000]

dla górnictwa rud metali podstawowych. Smith [1994] w swej pracy na temat stóp dyskontowych RADR dla górnictwa metali podstawowych – przy założeniu zerowej inflacji, finansowania projektów w 100% kapitałem własnym i uwzględnieniu opodatkowania – podawał następujące liczby (rys. 4):

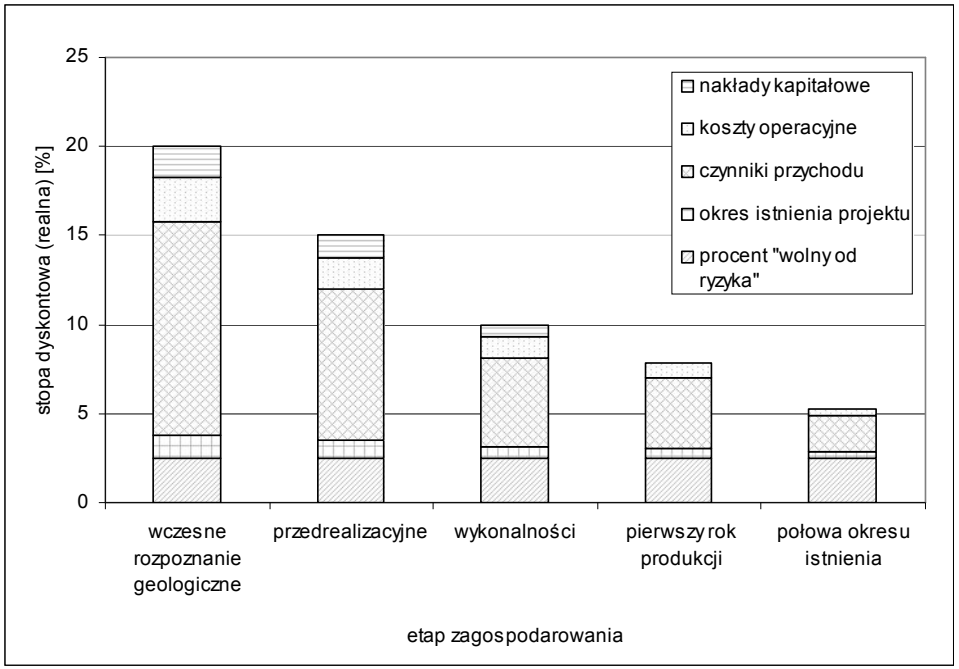
– 20% dla projektów obejmujących złoża w fazie prac geologicznych – poszukiwawczych,

– 15% na etapie studium przedrealizacyjnego,

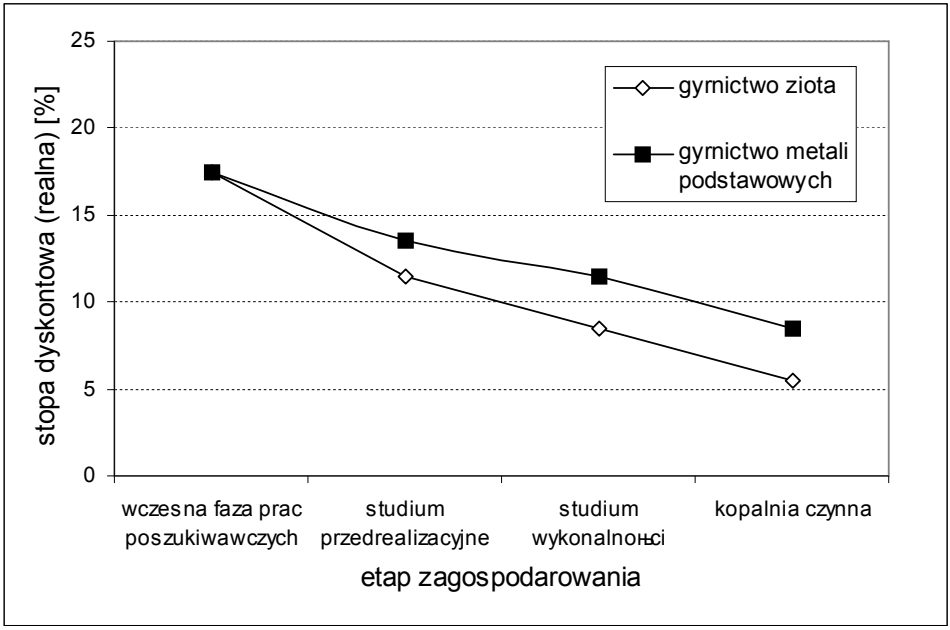
– 10% na etapie studium wykonalności,

– 5-8% na etapie eksploatacji i przeróbki.

Badania przeprowadzone w późniejszym czasie [Smith 2000] kazały mu nieco skorygować te stawki (rys. 5): na etapie wczesnego rozpoznania geologicznego stosowana jest stopa RADR na poziomie około 17,5% (choć w tym stadium, jak wspomniano, metoda DCF nie jest wskazaną metodą oceny), na etapie studium przedrealizacyjnego – 13,5%, na etapie studium wykonalności – około 11,5%, na etapie kopalni czynnej – 8,5%.



Rys. 4. Składniki stóp dyskontowych RADR stosowanych na różnych etapach zagospodarowania projektów z branży górnictwa rud metali podstawowych Kanady i USA [Smith 1994]



Rys. 5. Stopa dyskontowa RADR stosowana dla oceny projektów kanadyjskich i amerykańskich z branży górnictwa rud metali podstawowych na różnych etapach zagospodarowania [Smith 2000]

Zakończenie

Wykonane badania wpływu błędów oszacowania zasobów i jakości węgla na ocenę górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych wykazały, że najważniejszym czynnikiem ryzyka dla typowego projektu realizowanego w warunkach polskiej kopalni węgla kamiennego przy każdej kategorii rozpoznania złoża jest błąd oszacowania parametrów charakteryzujących jakość węgla, w szczególności zawartości popiołu.

Wykazane błędy oszacowania zasobów i jakości węgla posłużyły do zbadania ich wpływu na ocenę górniczych przedsięwzięć inwestycyjnych.

Badania pokazują, iż najmniej istotnym czynnikiem ryzyka spośród analizowanych parametrów jest miąższość pokładów, która oddziałuje przecież na okres istnienia projektu. Najważniejszymi czynnikami ryzyka są czynniki jakościowe. Spośród parametrów jakościowych najistotniejszym czynnikiem ryzyka dla typowego projektu realizowanego w warunkach polskiej podziemnej kopalni węgla kamiennego jest zawartość popiołu. Parametr ten pozostaje najważniejszym czynnikiem ryzyka dla obliczeń uwzględniających błędy średnie i błędy maksymalne, dla każdej kategorii rozpoznania.

Suma ryzyka związanego z rozpoznaniem geologicznym spada wraz z zakresem i jakością rozpoznania. Wysoka stopa RADR dla zasobów kategorii C_2 oznacza, że zasoby tej kategorii nie powinny być wykorzystywane w analizie zdyskontowanych przepływów pieniężnych.

Literatura

1. Fisher I. «The Rate of Interest», The Macmillan Company, New York, 1907,
2. Fisher I. «The Theory of Interest», The Macmillan Company, New York, 1930,
3. Lorenz U., Blaschke W., Grudziński Z. «Propozycja nowej formuły sprzedażnej węgla energetycznego przeznaczonego dla energetyki zawodowej», Studia, Rozprawy, Monografie nr 112, wyd. IGSMiE PAN, Kraków, 2002,
4. Mucha J., Nieć M., Wasilewska M., Sobczyk E.J., Saługa P. «Dokładność szacowania zasobów węgla kamiennego jako element oceny ryzyka inwestycyjnego», Wydawnictwo Akademii Górniczo-Hutniczej im. St. Staszica w Krakowie, pp. 119, Kraków, 2007,
5. Mucha J., Nieć M., Saługa P., Sobczyk E.J., Wasilewska M.: «Ryzyko inwestycji w górnictwie węgla kamiennego jako funkcja dokładności oszacowań parametrów złożowych», w: Gospodarka Surowcami Mineralnymi, t. 24, z. 2/4 (red. Kicki J., Sobczyk E.J.), Kraków, 2008,
6. Smith L.D. «Discount Rates and Risk Assessment in Mineral Project Evaluations», Transactions Institution of Mining & Metallurgy (Sect. A: Mineral Industry), 1994,
7. Smith L.D. «Discounted Cash Flow Analysis and Discount Rates», Special Session on Valuation of Mineral Properties Mining Millennium 2000, March 8, 2000, Toronto, Ontario, 2000, www.cim.org/mes/pdf/VALDAYLarrySmith.pdf.

УДК 622.831.244

© Т.С. Савельева, В.А. Савельев,
В.Н. Яворский

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАМЕР СПЕЦИАЛЬНОГО НАЗНАЧЕНИЯ ДЛЯ РАЗМЕЩЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ ТЕОРИИ УПРУГОСТИ

У роботі наведені результати дослідження напруженого стану порід навколо камер великих розмірів, які призначені для розміщення підземних збагачувальних фабрик.

В работе приведены результаты исследования напряженного состояния пород вокруг камер больших размеров, которые предназначены для размещения подземных обогатительных фабрик.

The results of research of the intense condition of breeds around of big sizes chambers which are intended for accommodation of underground concentrating factories are presented in this article.

С целью сохранения поверхности земли для нужд сельского хозяйства, а также сохранения окружающей среды от вредного влияния промышленных предприятий крупное оборудование, необходимое для добычи и переработки руды, фабрики, заводы, холодильники, гаражи, нефтехранилища, электростанции и т.д. располагают под землей в существующих горных выработках или в специально созданных камерах большого размера.

Примерами таких камер являются подземные холодильника в Среднем Поволжье, санатории в Закарпатье и аллергологическая больница в Ереване, винные заводы в Криково (Молдова) и в Артемовске (Украина), теплицы в гипсовых выработках в Арзамасе Горьковской области (Россия). В подземных камерах размещаются обогатительные фабрики в Перу, Колумбии, Чили, где объем выработок составляет 300 тыс. $м^3$. В Норвегии, Швеции, Финляндии все современные нефтехранилища размещены в горных выработках при объеме 15 тыс. $м^3$. В Норвегии 120 электростанций под землей. В Японии 44 тыс. автомашин размещаются в подземных гаражах.

Для того, чтобы специально созданные камеры или вторично используемые могли долгое время служить людям, необходимо оставлять в недрах целики. То есть для создания таких камер необходимо применять камерную систему разработки.

Более 30% руды добывается камерной системой, на рудниках цветной металлургии удельный вес этой системы составляет около 25%. Камерная система разра-

ботки характеризуется высокими технико-экономическими показателями.

Важным является, что камерная системе разработки применяется также при выемке подземным способом таких твердых полезных ископаемых как известняк, доломит, гипс, песчаник, каменная и калийная соль. Камеры, разделенные ленточными или столбчатыми целиками, обычно сохраняются долго и, поэтому, могут быть использованы для размещения различных объектов народного хозяйства.

Но решение вопросов по созданию камер специального назначения необходимо осуществлять исходя из конкретных условий, основываясь на выборе оптимальных вариантов природопользования. Одним из решений, которое позволит сохранить природную среду, является комплексное, заранее планируемое использование подземного пространства. И при этом, прежде всего, необходимо частично или полностью переходить на подземную разработку полезных ископаемых, а также использовать отработанные объемы.

Примером перехода на подземную разработку с последующей переработкой полезных ископаемых в подземных камерах, является создание подземных обогатительных фабрик. Для использования подземного пространства необходимо решение некоторых важных инженерных задач. Одной из них является определение прочности подземных сооружений больших размеров, что связано с их долговечностью и безопасностью использования.

В данной работе приведены результаты исследования напряженного состояния пород вокруг камер больших размеров, для того чтобы использовать их как камеры специального назначения. Рассмотрены варианты создания камер подземных обогатительных фабрик рудника им. Дзержинского (Кривбасс) и для условий Кременчугского железорудного месторождения.

Расчеты проводились численными методами теории упругости: методами потенциала и конечных элементов.

На рис.1 показан вариант расположения камер подземной обогатительной фабрики в условиях Кременчугского месторождения.

Кременчугское железорудное месторождение особенно благоприятно для создания крупного горно-обогатительного предприятия. Месторождение расположено между Кременчугом и Полтавой и имеет длину по простиранию около 50 км. Мощность залежи 300-600 м. Падение почти вертикальное. Геологические запасы руды 48 млрд.т. Месторождение покрыто толщей обводненных наносов мощностью 300-400 м. Коэффициент крепости руды и пород 10-15. Небольшой участок в южной части месторождения разрабатывается Полтавским горно-обогатительным комбинатом. На остальной части месторождения возможны только подземные работы, но они еще не начаты.

Основная идея заключается в том, что обогатительную фабрику располагают на глубине 800-1000 м. Добытую руду спускают по рудоспускам в бункера обогатительной фабрики. Разработку ведут камерной системой. Отходы обогащения (хвосты) складируют в отработанных камерах. К ним добавляют вяжущим материал (цемент или измельченный гранулированный шлак) и используют как твердеющую закладку. Концентрат выдают на поверхность.

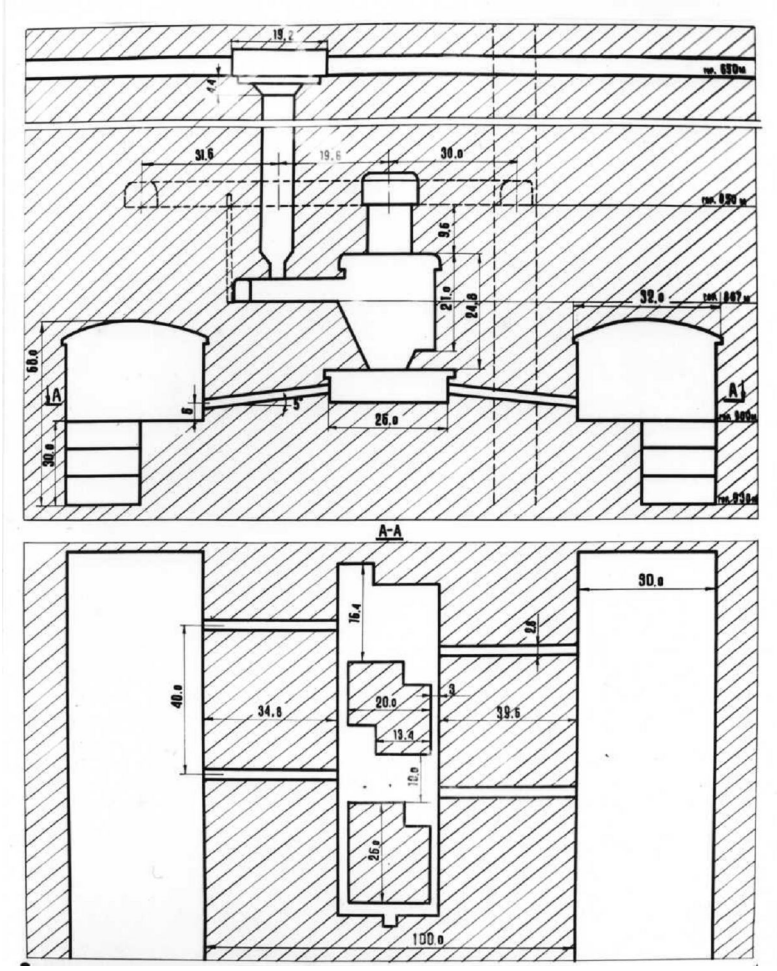


Рис. 1. Подземная обогатительная фабрика в условиях Кременчугского месторождения магнетитовых кварцитов

Аналогичный вариант создания горно-обогатительного предприятия возможен и в условиях рудника им. Дзержинского (Кривбасс). На рис.2 показан вариант расположения камер подземной обогатительной фабрики для этого рудника.

Расчет на прочность кровли и стенок камер подземной обогатительной фабрики для рудника им. Дзержинского (Кривбасс) выполнен численным методом потенциала [1].

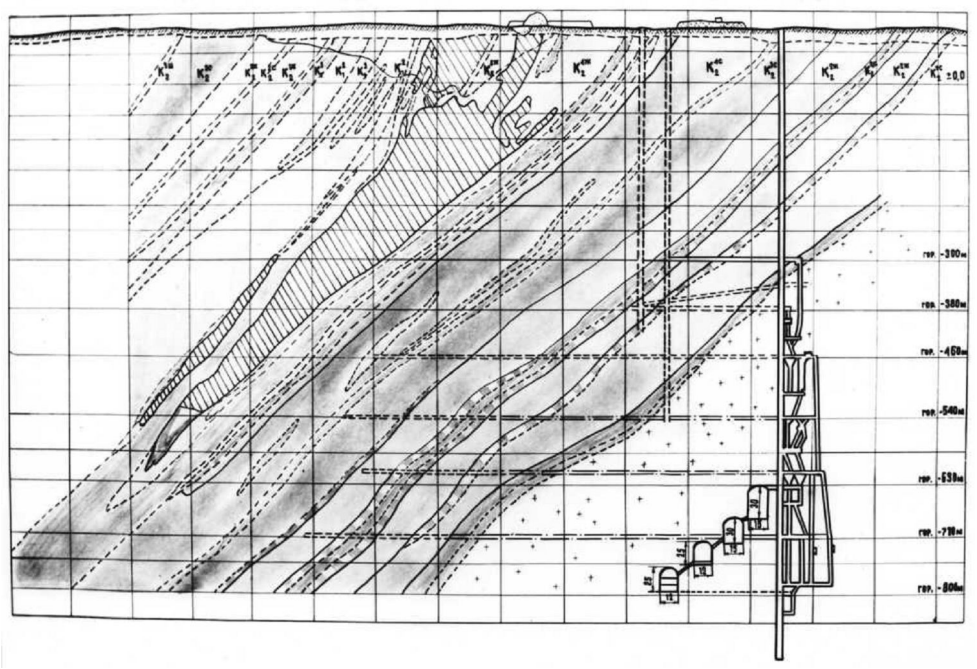


Рис. 2. Подземная обогатительная фабрика в условиях рудника им. Дзержинского

Для расчета приняты следующие размеры камер: пролет – 15 м, высота – 30 м, свод высотой 5 м. Камеры будут расположены на глубине 630 м.

Порода имеет следующие физико-механические свойства: разрушающее напряжение на сжатие 155 МПа, на растяжение 19 МПа, объемный вес $3{,}3 \cdot 10^4$ Н/м^3, модуль упругости $7 \cdot 10^4$ МПа, коэффициент Пуассона 0,17, структурная неоднородность породы учтена коэффициентом, равным 0,5.

Граничные условия следующие: по левой и правой границам рассматриваемой области отсутствуют горизонтальные перемещения, поэтому эти границы шарнирно закреплены, распределенные нагрузки приложены по внешней горизонтальной границе.

Входные данные основываются на геометрии внешней границы, количестве задаваемых участков на фрагментах границы, физико-механических характеристиках материала, нагрузках и координатах внутренних точек. При этом перемещения по произвольно заданному множеству внутренних точек определяются на основе заданной нагрузки и перемещений на границе.

Результаты расчета методом потенциала представлены в виде эпюр на рис. 3.

Растягивающее напряжение в центре кровли на границе равно 2,39 МПа. Следовательно, запас прочности в кровле составит 3,9. Максимальное сжимающее напряжение в стенках камеры равно 26,7 МПа, запас прочности составит 2.9.

Полученные результаты удовлетворяют условиям длительной прочности конструкции. Это позволяет рекомендовать создание подземных камер фабрики на руднике им. Дзержинского с размерами: высота – 30 м, пролет – 15 м, свод высотой 5 м.

Расчет на прочность камер подземной обогатительной фабрики Кременчугского железорудного месторождения проведен методом конечных элементов [2].

При решении задачи методом конечных элементов исследуемая область разбивалась на элементы конечных размеров, которые взаимодействуют друг с другом через соприкасающиеся точки-узлы. При этом выделенный элемент имеет те же физические свойства, что и рассматриваемая среда в месте расположения элемента. Исходной информацией являются данные о структуре системы, типы конечных элементов, места приложения и величина нагрузок, граничные условия.

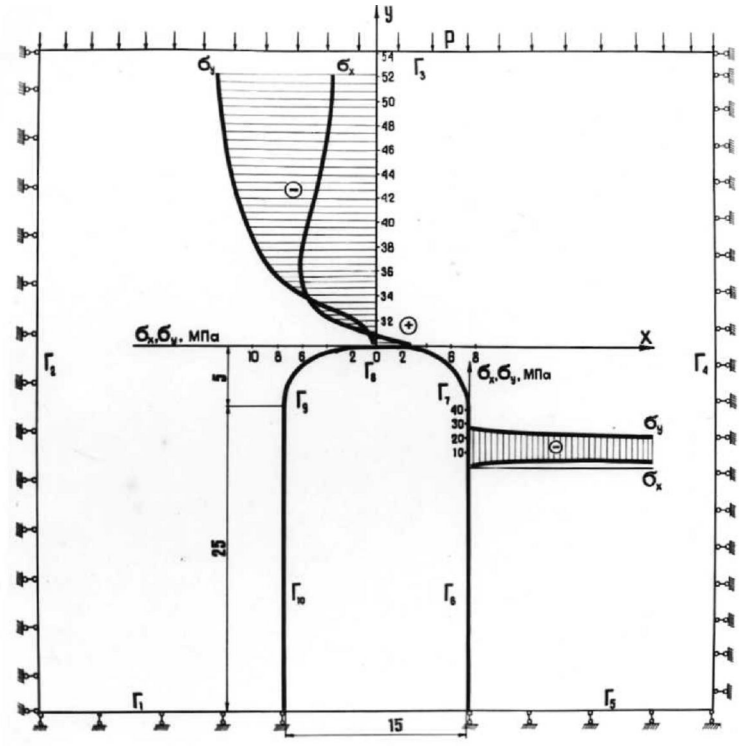


Рис. 3. Расчетная схема и эпюры напряжений для камер подземной обогатительной фабрики на руднике им. Дзержинского

Граничные условия сводятся к тому, что по верхней горизонтальной границе расчетного участка прилагают узловые силы, эквивалентные весу горного массива. По вертикальным границам расчетного участка задают отсутствие горизонтальных смещений; в узлах нижней горизонтальной границы запрещают вертикальные сме-

щения. Узлы внутреннего контура могут перемещаться свободно. В результате вычислений получают значения напряжений в центре тяжести каждого элемента.

Обогатительная фабрика расположена на глубине 950 м. Высота камеры 60 м, ширина 20 м, свод высотой 7 м.

Разрушающее напряжение руды на сжатие 90 МПа, на растяжения 13,4 МПа. Объемный вес породы $3{,}5 \cdot 10^4$ Н/м^3, модуль упругости – 10^5 МПа, коэффициент Пуассона равен 0,2.

Для оценки прочности конструкции достаточно знать распределение напряжений в центре пролета камеры и в стенках. По результатам расчетов построены эпюры напряжений (рис. 4).

Сжимающее напряжение в стенках камеры равно 44 МПа, следовательно, запас прочности составит 2,1. Напряжение в центре пролета на высоте 0,5 м от кровли равно 2,47 МПа, запас прочности в кровле составит 5,3. Полученные результаты удовлетворяют условиям длительной прочности конструкции. Это позволяет рекомендовать создание подземных камер для обогатительной фабрики Кременчугского железорудного месторождения с исследованными параметрами.

Рассчитанное напряженно-деформированное состояния позволяет оценить прочность горных пород вокруг камер. При этом разрушение пород может быть описано различными компонентами состояния.

Выше оценка прочности кровли и стенок камер проводилась с использованием первой теории прочности – теории наибольших нормальных напряжений. По этой теории разрушение пород наступает при достижении наибольшим нормальным напряжением допустимого значения. При этом влияние других компонентов тензора напряжений не учитывается. Поэтому, для более полного анализа прочности пород вокруг камер, была применена теория прочности Мора [3].

По условию прочности Мора разрушение пород определяется соотношением касательных и нормальных напряжений в каждой точке тела.

Использование методов конечных элементов и потенциала позволило получить компоненты напряженно-деформированного состояния σ_x, σ_y, τ_{xy} в каждой заданной точке вокруг камер. Зная эти напряжения, определив величины главных напряжений в соответствии с [4] и учитывая условие прочности Мора, можно определить запас прочности в каждой заданной точке вокруг камеры.

На основе этого метода исследовано поле запасов прочности в породах вокруг камер подземной обогатительное фабрики Кременчугского железорудного месторождения.

Результаты показали, что по мере удаления от контура кровли запасы прочности возрастают и минимальные их значения получены в углах, в центрах кровли и стенок камеры.

По теории Мора в центре кровли камеры получен запас прочности 5,6, в стенках – 2,9. По первой теории прочности получен запас прочности в кровле камеры 5,3, в стенках – 2,1.

Аналогичные расчеты запасов прочности были проведены для камер подземной обогатительной фабрики рудника им. Дзержинского. При этом запасы прочности по

теории Мора составили: в центре кровли – 3,9 , в стенках – 3,6. По первой теории запасы прочности в кровле – 3,9 , в стенках – 2,9.

Таким образом, полученные результаты позволяют сделать вывод, что выбранные размеры камер удовлетворяют условиям длительной прочности конструкции.

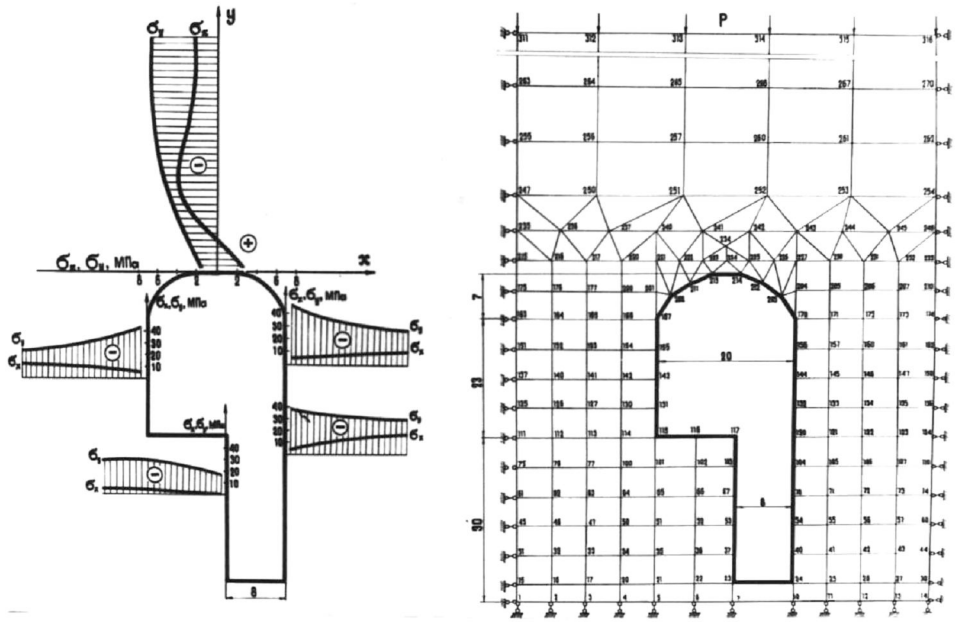


Рис.4. Расчетная схема и эпюры напряжений для камер подземной обогатительной фабрики в условиях Кременчугского железорудного месторождения

При этом полученные запасы прочности по первой теории прочности и по теории прочности Мора в кровле отличаются незначительно. В стенках камер первая теория прочности дает запас прочности меньше. Поэтому, с достаточной для практики точностью, можно оценивать прочность центра кровли и стенок по первой теории прочности.

Для более полного анализа прочности камер необходимо, в соответствии со свойствами породы, использовать теории прочности, учитывающие касательные и нормальные напряжения в каждой точке вокруг исследуемой конструкции. Разработанная методика оценки прочности позволила, учитывая все компоненты тензора напряжений, получить запасы прочности в каждой точке вокруг камеры. Тем самым, это позволило оценить соответствие условиям прочности не только центра кровли и стенок, но и всего контура выработки.

Список литературы

1. Верюжский Ю.В. Численные методы потенциала в некоторых задачах прикладной механики. – Киев: Вища школа, 1978. – 182 с.

2. Городецкий Л.С. Инструкция к программе «Мираж». – Киев: Изд. Института Гипрохиммаш, 1971. – 105 с.

3. Турчанинов И.С., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1977. – 503 с.

4. Степин П.А. Сопротивление материалов. – М.: Высшая школа, 1968. – 423 с.

ББК 33.13
УДК 622.24.053

© И.Р.Островский, В.Ф. Сирик,
В.Ф. Ганкевич, А.С. Луцык,
Ф.М. Шарафутдинов

БУРОВЫЕ ШТАНГИ ДЛЯ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ

В цій статті наведено технічні характеристики прохідницьких комбайнів для створення вертикальних гірничих виробок і розрахунок запасів міцності бурових штанг.

В настоящей статье приведены технические характеристики проходческих комбайнов для создания вертикальных горных выработок и содержится расчет запасов прочности буровых штанг.

In this article is show technical parameters of mine combine for making vertical mining developments and the counting of the stronging drill pipes.

Украина обладает значительными запасами твердых полезных ископаемых, добываемых открытым и подземным способами. Значительные затраты времени и средств расходуются на проведение горных выработок для подготовки руды к извлечению и выдаче на дневную поверхность в виде разрушенной горной породы. Кроме использования буровзрывных работ для создания горизонтальных, наклонных и вертикальных подготовительных выработок широко применяются проходческие комбайны. Вертикальные и наклонные восстающие горные выработки круглого сечения (гезенки) диаметром 1,25...2,5 м сооружаются специализированными буровыми установками (горнопроходческими комбайнами). Типичными представителями таких установок являются комбайны типа 1КВ1, КВ2, КВ2-А, «Стрела», Robbins и др. [1, 2, 3].

Комбайны предназначены для проведения вертикальных и наклонных восстающих выработок по горным породам с пределом прочности $\sigma_{сж}$ не более 210 МПа в шахтах не опасных по газу и пыли. Проходка восстающих выработок осуществляется путем бурения передовой скважины сверху вниз до выхода на нижележащий горизонт и разбуривания выработки на полное сечение снизу вверх. Разрушение пород осуществляется шарошечным бурением.

Ниже приведены основные параметры технических характеристик проходческих буровых комбайнов, предназначенных для создания восстающих горных выработок [1, 2, 8].

Тип буровой установки	«Стрела»	КВ1	2КВ-А	Robbins 123RM	
Диаметр исполнительного органа, мм	1500	1500	1800	3100	6000
Диаметр передовой скважины, мм	215		270	349	
Глубина бурения, м	125	150	185	920	
Крепость горных пород, МПа не более	140	210	210		
Усилие подачи, кН:					
– при создании выработки	500	1000	1000		
– при забуривании передовой скважины	150	500	500		
Мощность привода, кВт	55	120	120	448	

На рис.1, а приведены типовые конструкции буровых штанг, применяемых при сооружении гезенков: двойная для одновременнного сооружения передовой и основной скважин и одинарная для раздельного (последовательного) сооружения передовой скважины с последующим расширением до заданного размера основной скважины.

Двойная штанга (рис.1, а) применяется при бурении гезенков проходческим комбайнами типа КВ1 и состоит из внешней штанги 1, внутренней штанги 2, ребер центрирующих 3, двух рядов шариков 4, образующих подшипники и выполняющих роль замков.

Одинарная штанга (рис.1, б) применяется при создании гезенков в два приема, то есть бурении передовой скважины малого диаметра сверху вниз с последующим разбуриванием до заданного размера снизу вверх. Штанга представляет трубчатую конструкцию с двухзаходными коническими резьбами, наружной и внутренней.

Целью расчета является определения коэффициентов запаса прочности буровой штанги к станку 2КВ-А, предназначенного для создания гезенков и восстающих горных выработок способом вращательного бурения в условиях железорудного комбината.

Исходные данные к расчету:

Техническая характеристика бурового станка

Диаметр бурового исполнительного органа станка 2КВ-А, м 1,25; 1,50; 1,80

Проектная длина скважины l, м 185

Диаметр бурения передовой скважины, мм 270

Угол наклона восстающей выработки от горизонтали, град 60...105

Нагрузка на буровой инструмент, тс (кН):

при бурении скважины $P_Д$ 50(500)

при разбуривании $P_р$ 100(1000)

Частота вращения бурового долота, мин$^{-1}$:

при бурении $n_Д$ 59,1

при разбуривании $n_р$ 20,5

Мощность привода рабочего органа, кВт 120

Параметры буровой штанги

Наружный диаметр, мм	245
Внутренний диаметр, мм	155
Длина, мм	1320
Материал:	сталь 30ХГСА
Предел прочности σ_B, кгс/мм^2 (МПа) не менее	90 (900)
Предел текучести σ_T, кгс/мм^2 (МПа) не менее	75 (750)
Относительное удлинение, % не менее	45
Ударная вязкость KCU, кгсм/см^2 не менее	5
Твердость по Бринеллю НВ	285...321
Параметры резьбы двухзаходной МЗД-208:	
Число заходов	2
Шаг, мм	6,35
Рабочая высота профиля, мм	3,99
Угол профиля, град	60
Конусность резьбы	1:6

Действующие нагрузки на буровую штангу

Бурильная колонна при бурении восстающих горных выработок подвергается воздействию различных по характеру и величине усилий, к которым относятся:

– осевое растягивающее усилие от собственного веса;

– осевое сжимающее усилие от собственного веса;

– осевое сжимающее усилие, создаваемое гидроцилиндрами подачи;

– изгибающий момент, возникающий при вращении колонны в скважине;

– крутящий момент, необходимый для вращения колонны и передачи энергии буровому долоту;

– силы трения о стенки скважины.

Методика расчета

Определяются следующие показатели прочности и надежности штанги:

Коэффициент запаса прочности при условии приложения максимальных значений растягивающей нагрузки и крутящего момента;

Коэффициент запаса прочности по условию страгивания резьбы;

Коэффициент запаса прочности штанги на выносливость.

Величина коэффициента запаса прочности по каждому виду нагрузки должна быть не менее 1,5.

Суммарные напряжения в опасных сечениях при одновременном приложении растягивающей (сжимающей) и касательной (тангенциальной) нагрузках определяется по третьей теории прочности по формуле:

$$\sigma_o = \sqrt{\sigma_p^2 + 4\tau^2} \le \frac{\sigma_m}{1{,}5}, \qquad (1)$$

где σ_o – суммарные напряжения в опасном сечении штанги, Па;

σ_p – напряжения растяжения, Па;

τ – касательные напряжения, возникающие при действии крутящего момента, Па;

σ_T – предел текучести материала, Па.

Расчет действующих напряжений

Устойчивость колонны
Бурение передовой скважины

Передовая (пилотная) скважины создается путем бурения ее сверху вниз, при этом на колонну действуют сжимающие усилия от веса штанг и нагрузки на буровое долото. Так как при бурении к бурильной колонне приложено только сжимающее усилие, то условие устойчивости колонны определяем по формуле Эйлера:

$$P_д \le P_{кр} = \frac{\pi^2 EJ}{\mu^2 \cdot l^2} = \frac{3{,}14^2 \cdot 2{,}2 \cdot 10^5 \cdot 1{,}5 \cdot 10^{-4}}{0{,}75^2 \cdot 80^2} = 92 \text{ кН}, \qquad (2)$$

где $P_Д = 500$ кН – осевая нагрузка на передовое долото;

$P_{кр}$ – критическое усилие, при котором происходит продольный изгиб колонны, кН;

$E = 2{,}2 \cdot 10^5$ МПа – модуль продольной упругости;

J – осевой момент инерции сечения штанги, м^4;

$\mu = 0{,}75$ – коэффициент заделки концов штанги; $1 = 80$ м – длина колонны в скважине.

$$J = 0{,}05 \cdot d^4 \left[1 - c^4\right] = 0{,}05 \cdot 0{,}245^4 \left[1 - \left(\frac{0{,}155}{0{,}245}\right)^4\right] = 1{,}5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^4 \qquad (3)$$

так как $P_Д >> P_{кр}$, то колонна штанг весьма неустойчива при бурении передовой скважины. Наиболее опасными условиями эксплуатации колонны штанг является бурение передовой скважины, так как возникают значительные знакопеременные нагрузки, ведущие к разрушению штанг. Устойчивость колонны при разбуривании восстающего не производим.

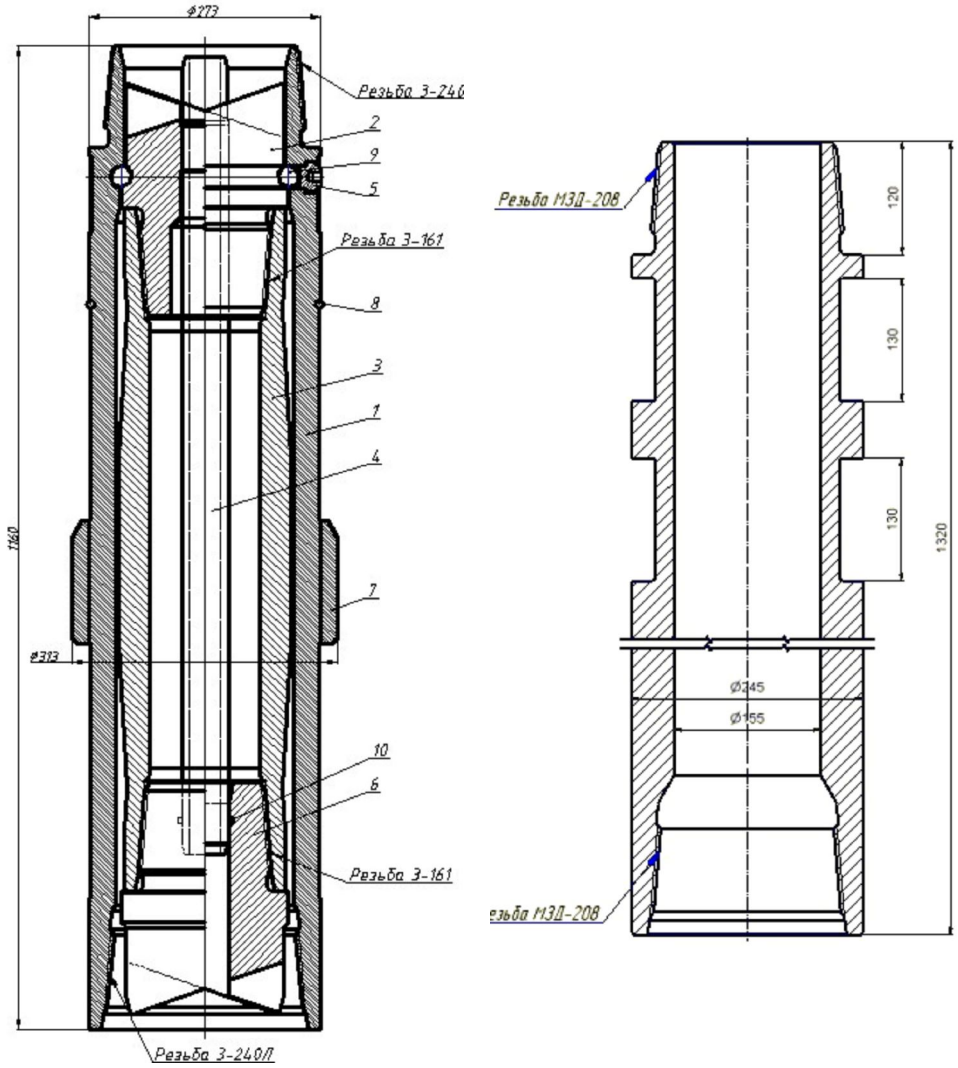


Рис. 1. Типовые буровые штанги для проходческих комбайнов:
а – двойная штанга для одновременного сооружения передовой и основной горной выработки (гезенка); б – одинарная штанга для раздельного сооружения передовой и основной скважины (гезенка);1 – штанга наружная; 2 – хвостовик внутренней штанги; 3 – внутренняя штанга; 4 – трубка воздушная; 5 – заглушка; 6 – хвостовик нижний; 7 – ребра; 8 – полукольцо; 9 – шарик; 10 – кольцо уплотнительное

Осевая нагрузка
Бурение передовой скважины

Наиболее нагруженной при бурении передовой скважины является наддолотная штанга. Осевая нагрузка, действующая на колонну с учетом веса штанг, состоит из веса колонны и дополнительной нагрузки, создаваемой гидроцилиндрами подачи:

$$C_n = C_{гп} + C_{вш} = 500 \text{ кН}, \quad (4)$$

где $C_n = 500$ – осевая нагрузка на передовое долото;

$C_{гп}$ – усилие, создаваемое гидроцилиндрами, кН;

$C_{вш}$ – усилие, создаваемое массой колонны буровых штанг, кН.

При максимальной глубине скважины и постоянной величине осевой нагрузки на буровое долото усилие, создаваемое гидроцилиндрами составляет:

$$C_{гп} = C_n - C_{вш} = 500 - q \cdot l \cdot g = 500 - 221{,}95 \cdot 80 \cdot 9{,}81 \cdot 10^{-3} = 327 \text{ кН}, \quad (6)$$

где $q = 221{,}95$ кг/м – масса 1 метра штанги;

$G = 9{,}81$ м/с^2 – ускорение силы тяжести.

Так как вес штанг при максимальной глубине колонны превышает предельную нагрузку на буровое долото, то избыточное усилие воспринимается гидроцилиндрами подачи. Расчетное осевое усилие при бурении передовой скважины принимаем равным 500 кН.

Разбуривание восстающей горной выработки (гезенка)

Нагрузка на разбурник составляет $C_p = 1000$ кН. Нагрузка на разбурник создается гидроцилиндрами, преодолевающими вес буровых штанг, и создающими осевое усилие, приложенное к разбурнику. Нагрузка на гидроцилиндры состоит из нагрузки на разбурник и веса колонны штанг. Максимальное растягивающее усилие, действующее на колонну штанг, представляет собой сумму нагрузки на разбурник и веса колонны штанг, то есть

$$C_p = C_д + C_{вш} = 1000 + 173 = 1173 \text{ кН} \quad (7)$$

Принимаем величину расчетного усилия при разбуривании восстающей горной выработки $C_p = 1173$ кН.

Крутящий момент
При бурении передовой скважины

Буровая штанга передает крутящий момент от привода бурового станка к

буровому долоту. Необходимый крутящий момент для разрушения породы забоя зависит от типа долота, его размеров, качества изготовления, нагрузки на долото, крепости горной породы и частоты вращения. Удельный момент по данным производственных исследований составляет от 6 до16 Нм/кН и зависит от диаметра бурового долота [7].

Расчетное значение крутящего момента на забое скважины составляет

$$M_{\partial} = (6...16) \cdot 500 = 3000...8000 \text{ Нм} \tag{8}$$

При вращении колонны штанг дополнительный крутящий момент принимаем 100...500 Нм.

Максимальное значение крутящего момента, действующее на буровую штангу, возникает при мгновенной остановке бурового снаряда, вызванной аварийной ситуацией – трещиной, прижогом долота и т.п. В этом случае вся мощность привода вращателя создает максимальный крутящий момент, величина которого составит:

$$M = 10^4 \cdot \frac{N}{n} = \frac{10^4 \cdot 120}{59{,}1} = 20300 \text{ Нм} \tag{9}$$

Принимаем для расчета прочности штанги величину крутящего момента $M = 20$ кНм.

При разбуривании восстающей горной выработки

Данных о величине удельного крутящего момента для вращения разбурника диаметром 1500...1800 мм не имеется, поэтому определение величины крутящего момента
произведем по условию мгновенной остановки буровой колонны по формуле:

$$M = 10^4 \cdot \frac{N}{n} = \frac{10^4 \cdot 120}{20{,}5} = 58500 \text{ Нм} \tag{10}$$

Напряжения растяжения (сжатия) в теле штанги
При бурении передовой скважины

Площадь наиболее опасного поперечного сечения тела штанги составляет:

$$S_{ш} = 0{,}785\left(D^2 - d^2\right) - 4 \cdot 0{,}5 \cdot l \cdot (D - h) =$$
$$= 0{,}785\left(0{,}245^2 - 0{,}155^2\right) - 4 \cdot 0{,}5 \cdot (0{,}245 - 0{,}195) = 0{,}015 \text{ м}^2, \tag{11}$$

где $D = 245$ мм – наружный диаметр штанги;

$d = 155$ мм – внутренний диаметр штанги;

$l = 130$ мм – длина лыски;

h – высота лыски, м.

Напряжения сжатия при бурении передовой скважины составляют

$$\sigma_p = \frac{C_n}{S_ш} = \frac{500 \cdot 10^3}{0{,}015} = 33 \cdot 10^6 \, Па = 33 \text{ МПа} \qquad (12)$$

При разбуривании восстающей горной выработки напряжения растяжения составляют:

$$\sigma_p = \frac{C_p}{S_ш} = \frac{1173 \cdot 10^3}{0{,}015} = 78{,}2 \cdot 10^6 \, Па = 78{,}2 \text{ МПа} \qquad (13)$$

Касательные напряжения в теле штанги
При бурении передовой скважины

$$\tau_n = \frac{M}{W} = \frac{20300}{0{,}0009} = 2255 \cdot 10^4 = 22{,}55 \cdot 10^6 \, Па = 22{,}55 \text{ МПа}, \qquad (14)$$

где W – момент сопротивления штанги кручению, Па.

$$W = 0{,}208 \cdot b^3 - 0{,}2 \cdot d^3 \left[1 - \left(\frac{d}{D} \right)^4 \right] = 0{,}208 \cdot 0{,}195^3 -$$

$$- 0{,}2 \cdot 0{,}155^3 \left[1 - \left(\frac{155}{245} \right)^4 \right] = 0{,}0009 \text{ м}^3, \qquad (15)$$

где $b = 195$ мм – высота квадратной части штанги в месте расположения лысок.

При разбуривании восстающей (гезенка)

$$\tau_p = \frac{58500}{0{,}0009} = 6500 \cdot 10^4 = 65 \text{ МПа} \qquad (16)$$

Расчет суммарных напряжений
При бурении передовой скважины

По третьей теории прочности величина расчетного суммарного напряжения в опасном сечении определяется по формуле (1).

$$\sigma_o = \sqrt{\sigma_p^2 + 4\tau^2} = \sqrt{33^2 + 4 \cdot 22{,}55^2} = 55{,}9 \text{ МПа} \qquad (17)$$

При разбуривании восстающей

$$\sigma_o = \sqrt{78{,}2^2 + 4 \cdot 65^2} = 151{,}7 \text{ МПа} \quad (18)$$

Расчет коэффициентов запаса прочности

Коэффициент запаса прочности штанги по растягивающим нагрузкам определяем по максимальным значениям напряжений растяжений по формуле:

$$K = \frac{\sigma_m}{\sigma_p} = \frac{750}{78{,}2} = 9{,}6. \quad (19)$$

Коэффициент запаса прочности по касательным напряжениям определяем по максимальным значениям касательных напряжений по формуле:

$$K = \frac{\sigma_m}{\tau} = \frac{750}{65} = 11{,}5. \quad (20)$$

Коэффициент запаса прочности по суммарным напряжениям определяем для максимальных значений напряжений:

$$K = \frac{\sigma_m}{\sigma_o} = \frac{750}{151{,}7} = 4{,}9. \quad (21)$$

Расчет буровой штанги на выносливость

Колонна буровых штанг при разбуривании восстающей горной выработки растянута с большим усилием для обеспечения приложения нагрузки на расширитель величиной 1000 кН. Так как длина колонны небольшая, всего 80 метров, при значительной ее жесткости, то штанги не будут изгибаться и знакопеременные нагрузки будут незначительны или отсутствовать.

При бурении передовой скважины буровые штанги будут сжаты значительным осевым усилием – 500 кН – и при вращении штанг в скважине возникнут значительные знакопеременные нагрузки в теле штанг и резьбах.

Поэтому расчет штанги на выносливость производим для условий бурения передовой скважины [1, 2].

Расчет длины полуволны

Длина волны определяется по формуле [7]:

$$L = 0{,}0955\sqrt[4]{\frac{11EI_1}{qn^2}} = 0{,}0955\sqrt[4]{\frac{11 \cdot 2{,}2 \cdot 10^5 \cdot 0{,}52 \cdot 10^5}{6{,}40 \cdot 59{,}1^2}} = 4{,}7 \text{ м} \quad (22)$$

где I – осевой момент сечения штанги по впадине резьбы в основной плоскости, см^4;

$$I_1 = 0,05 \cdot D_o^4 \left[1 - \left(\frac{d}{D_o} \right)^4 \right] = 0,05 \cdot 20,1^4 \left[1 - \left(\frac{155}{201} \right)^4 \right] = 0,52 \cdot 10^5 \text{ см}^4, \quad (23)$$

где $D_o = 201$ мм – диаметр впадин резьбы в основной плоскости;

q – масса, равная осевому усилию, приходящемуся на 1 метр длины колонны.

$$q = \frac{C_n}{l \cdot g} = \frac{500000}{80 \cdot 9,81} = 640 \text{ кг/м} \quad (24)$$

Стрела прогиба штанги при бурении передовой скважины составляет:

$$f_1 = \frac{1,1(27 - 24,5)}{2} = 1,375 \text{ см} \quad (25)$$

Напряжения в резьбовом соединении определяем по формуле:

$$\sigma_a = \frac{2,47 \cdot EIf_1}{L^2 W_1} \cdot \frac{D_o}{I_1} = \frac{2,47 \cdot 2,2 \cdot 10^5 \cdot 0,52 \cdot 10^5 \cdot 1,375}{4,7^2 \cdot 5,2 \cdot 10^4} \times$$

$$\times \frac{0,201}{0,52 \cdot 10^5} = 67 \cdot 10^6 Gf = 67 \text{ МПа} \quad (26)$$

Напряжения растяжения определяем по формуле:

$$\sigma_p = \frac{0,1 \cdot C_n}{F_1} = \frac{0,1 \cdot 500000}{0,785(D_1^2 - d^2)} = 4 \text{ МПа} \quad (27)$$

Коэффициент запаса прочности на выносливость определяем по формуле:

$$K_в = \frac{\sigma_{-1}(\sigma_в - \sigma_p)}{\sigma_в \cdot \sigma_a - \sigma_{-1} \cdot \sigma_m} = \frac{70(750 - 4)}{750 \cdot 67 - 70 \cdot 550} = 4,4. \quad (28)$$

Расчет страгивающей нагрузки резьбы

Величина страгивающей нагрузки резьбы является важным показателем технической характеристики для бурильных труб, так как при достижении этой нагрузки происходит разрушение резьбы и срезание витков резьбы.

Расчет выполняем по формуле Яковлева [6, 8]:

$$P_{стр} = \frac{\pi \cdot d_c \cdot b \cdot \sigma_m}{1 + \frac{D}{2l} tg\left(\frac{\alpha}{2} - \varphi\right)} =$$

$$= \frac{3{,}14 \cdot 186{,}88 \cdot 10^{-3} \cdot 11{,}9 \cdot 10^{-3} \cdot 750 \cdot 10^{6}}{1 + \frac{0{,}245}{2 \cdot 0{,}12} tg\left(30^o - 18^o\right)} = 4{,}3 \cdot 10^{6} \text{ Н}, \qquad (29)$$

где d_c – средний диаметр резьбы на расстоянии 14 мм от торца, мм;

$$b = (186{,}88\text{-}155) : 2 - 4 = 11{,}5 \text{ мм} \qquad (30)$$

$\alpha = 60^\circ$ – угол профиля резьбы;

$\varphi = 18^\circ$ – угол трения резьбы.

Коэффициент запаса прочности резьбы по страгивающей нагрузки составляет:

$$K = \frac{P_{стр}}{C_n} = \frac{4300 \cdot 10^3}{500 \cdot 10^3} = 8{,}6. \qquad (31)$$

Таблица

СВОДНЫЕ ДАННЫЕ РАСЧЕТОВ

Вид нагрузки	Расчетные данные		Вывод
	Напряжение в теле штанги, МПа	Запас прочности	
1. Устойчивость при бурении передовой скважины, $P_{кр}$	$P_{кр} = 92$ кН	-	Неустойчива
2. Растяжение, σ_p	78,2	9,6	
3. Кручение, τ	65,0	11,5	
4. Суммарная нагрузка, σ_o	151,7	4,9	Удовлетворит.
5. Знакопеременные нагрузки, σ_{-1}	67,0	4,4	Удовлетворит.
6 Страгивание резьбы, $P_{стр}$	4300 кН	8,6	Удовлетворит.

Выводы и предложения

Коэффициенты запаса прочности по всем видам нагружения превосходят нормативный в 3...7,7 раз.

Материал штанги соответствует условиям бурения передовой (пилотной) скважины и разбуривания восстающей горной выработки.

Список литературы

1. Дудля М.А., Мещеряков Л.Ш. Діагностика та проектування бурових машин і механізмів. – Д.: НГУ, 2004. – 448 с.

2. Матеріали II Міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки». – Д.: НГУ, 2008 – 332 с.

3. Охріменко С.В., Сірик В.Ф., Луцик О.С. Виробництво бурового інструменту на ДЗБО /Науково-виробничий журнал «Буріння». – 2009. – №1.

4. Иванов К.И., Латышев В.А., Андрев В.Д. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987. – 272 с.

5. Правила безопасности в нефтяной и газовой промышленности. – М.: НПО ОБТ, 1993. – 130 с.

6. Трубы нефтяного сортамента. Справочное руководство. Изд. 2 перераб и доп. под ред. А.Е. Сарояна. – М.: Недра, 1976. – 504 с.

7 Иогансен К.В. Спутник буровика. Справочник. – 2-е изд. перераб. – М.: Недра, 1986. – 294 с.

УДК 622.23.054

© С.В. Фелоненко

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ РЕЗАНИЯ НА ВЕЛИЧИНУ УДЕЛЬНОЙ ЭНЕРГОЕМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ УГЛЯ КОМБАЙНОМ КА 80

Обґрунтовано вплив параметрів різання на величину питомої енергоємності руйнування вугілля барабанним виконавчим органом вугільного комбайну КА-80 з розсувною верхньою та нижньою частинами.

Обосновано влияние параметров резания на величину удельной энергоемкости разрушения угля барабанным исполнительным органом угольного комбайна КА-80 с раздвижной верхней и нижней частями.

The influence of the cutting parameters upon the value of specific energy consumption of coal crushing by the drum acfuator of the KA-80 coal-plough machine with slidind top and bottom parts is grounded.

В настоящее время на угольных шахтах Украины, а также ближнего и дальнего зарубежья для добычи угля подземным способом используются выемочные машины, оснащенные шнековыми, барабанными, корончатыми, баровыми исполнительными органами, струговые установки и выемочные агрегаты со специальными резцами крупного скола. Все эти средства ведут отбойку угля каждый со свойственной им спецификой работы. Качество и сортность угля зависит от его крепости, сопротивляемости резанию, наличия породных прослоек в пласте и степени присечки почвы и кровли.

Применение тех или иных исполнительных органов обусловливается условиями их работы, степенью переизмельчения угля, а также его производительностью [1].

В угольной промышленности широко применяются барабанные исполнительные органы с вертикальной (комбайны МК-67, КА-80, работающие на пологих и наклонных пластах) и горизонтальной (комбайны, работающие на крутых пластах) осью вращения. Конструкции исполнительных органов данных комбайнов намного сложнее, чем все остальных, кроме этого при отбойке угля существуют две кутковые зоны (верхняя и нижняя), однако при добыче полезного ископаемого затрачивается меньше мощности из-за направления резания угля на свободную поверхность лавы. Существующие недостатки пытались устранить проектные организации, как в нашей стране, так и за рубежом. Наиболее существенным является то, что при эксплуатации данного оборудования возможно оставление неразрушенной «пачки» угля на почве пласта, что требует, как правило, дополнительного ручного труда обслуживающего персонала в опасной призабойной зоне лавы.

На кафедре горных машин и инжиниринга НГУ разработан барабанный испол-

нительный орган [2] с вертикальной осью вращения с раздигающейся гидравлически верхней и нижней частью. То есть, появилась возможность опускания исполнительного органа ниже уровня установки забойного конвейера. Данная конструкция исполнительного органа позволяет производить зачистку почвы пласта от оставшегося на ней слоя угля.

При раздвижке как верхней, так и нижней частей барабана изменяется шаг между линиями резания. Это может привести к изменению удельной энергоемкости разрушения, переизмельчению угля или оставлению неразрушенных целиков между линиями резания.

Идея работы заключается в комплексном исследовании влияния параметров (шага и глубины) резания на величину усилия, мощности, удельной энергоемкости разрушения и сортность добываемого угля барабанным исполнительным органом комбайна КА-80.

Учитывая горно-геологические условия залегания угольного пласта и горно-технические возможности добычного угольного комплекса, технологические (скорость резания и подачи) и конструктивные (размеры исполнительного органа, тип режущего инструмента и схему его набора) параметры работы комбайна, возникает необходимость определения усилий и мощностей, исходя из [3], затрачиваемых на резание угля и подачу угольной машины.

1 Определение средней ширины среза резцами

Средняя ширина среза для резцов барабана определяется по формуле:

$$t_{опт} = (1{,}25 \cdot h_p / 2 + b_{p_1} + 1{,}25)k_ш \text{, см,}$$

где $k_ш$ – коэффициент ширины среза;

h_p – глубина резания, см;

b_{p_1} – ширина режущей кромки резца типа ЗР4-80, см.

Средняя ширина среза для резцов баровой цепи определяется по формуле:

$$t_{опт.ц} = (1{,}25 \cdot h_{р.ц} / 3 + b_{p_2} + 1{,}25)k_ш \text{, см,}$$

где $k_ш$ – коэффициент ширины среза;

$h_{р.ц}$ – глубина резания для резцов баровой цепи;

b_{p_2} – ширина режущей кромки резца типа УМК-90, см.

2 Определение коэффициента обнажения забоя для забойных резцов

Коэффициент обнажения забоя для забойных резцов определяется по формуле:

– при условии, что $t_{опт} > t_{ср}$

$$K_{з.з} = (1 + 1{,}6((t_{ср} / t_{опт}) - 1)^2 \cdot K'_з,$$

где $t_{ср}$ – шаг между линиями резания, см;

$t_{опт}$ – средняя ширина среза для резцов барабана, см;

$K'_з$ – оптимальный средний коэффициент обнажения забоя для резцов барабана определяется по формуле:

$$K'_з = 0{,}32 + 0{,}2 / (h_p / 2)$$

$K_{з.ц}$ – коэффициент обнажения забоя для резцов баровой цепи определяется по формуле:

$$K_{з.ц} = (1 + 1{,}6((t_{ср.ц} / t_{опт.ц}) - 1)^2 K'_{з.ц},$$

где $t_{ср}$ – шаг между линиями резания, см;

$t_{опт}$ – средняя ширина среза для резцов барабана, см;

$K'_з$ – оптимальный средний коэффициент обнажения забоя для резцов баровой цепи определяется по формуле:

$$K'_{з.ц} = 0{,}32 + 0{,}2 / (h_{р.ц} / 3)$$

3 Определение коэффициента отжима угля

Коэффициент отжима угля определяется по формуле:

$$k_{от} = (((B_з / m_{пл}) - c) / ((B_з / m_{пл}) + d)) + k'_{от},$$

где $B_з$ – ширина захвата исполнительного органа, м;

$m_{пл}$ – расчетная мощность пласта, м;

c, d, $k'_{от}$ – коэффициенты, зависящие от хрупко-пластических свойств угля.

4 Определение среднего значения силы резания на остром резце

Среднее значение силы резания на остром резце определяется по формуле при разных углах их установки:

$$Z_{о.ср.з} = 10 \cdot A_{пл}((0{,}35 \cdot b_{p_1} + 0{,}3) / ((b_{p_1} + 0{,}45 \cdot h_p + 2{,}3))k_x))h_p \times$$

$$\times cos(\beta) \cdot t_{ср} \cdot K_{з.i} \cdot k_y \cdot k_ф \cdot k_{от} \cdot k_c \cdot 1 / cos(\beta_i), \text{ Н}$$

где $A_{пл}$ – сопротивляемость резанию вынимаемого пласта, кН/м;

b_{p_1} – ширина режущей кромки резца типа ЗР4-80, см;

h_p – глубина резания, см;

k_x – коэффициент, учитывающий хрупко-пластические свойства угля;

$t_{ср}$ – шаг между линиями резания, см;

$K_{з.i}$ – коэффициент забоя ($K_з$, $K_к$, $K_ц$ – соответственно для забойных, кутковых резцов и резцов баровой цепи);

k_y – коэффициент влияния угла резания на удельную энергию резания,;

$k_ф$ – коэффициент, учитывающий переднюю грань резца;

$k_{от}$ – коэффициент отжима;

k_c – коэффициент, учитывающий схему резания;

β_i – угол установки резца;

4.1. Площадь площадки затупления резца на плоскость резания:

а) для резцов барабана:

$$S_{з_1} = k_p \cdot \Delta U_1 \cdot b_{p_1}, \text{ см}^2$$

где k_p – коэффициент формы режущей кромки.

б) для резцов баровой цепи:

$$S_{з_2} = k_p \cdot \Delta U_2 \cdot b_{p_2}, \text{ см}^2$$

где k_p – коэффициент формы режущей кромки.

4.2. Коэффициент объемного напряженного состояния массива определяется по формуле:

а) для резцов барабана:

$$K_{об_1} = 0{,}8 + 0{,}35 / S_{з_1}$$

б) для резцов баровой цепи:

$$K_{об_2} = 0{,}8 + 0{,}35 / S_{з_2}$$

5 Определение средней силы на резце

Определяется по формуле, согласно группам линий резания с одинаковыми углами установки резцов:

$$Z_{cpi} = Z_{o.cpi} + f \cdot R_{сж} \cdot S_{зi} \cdot K_{обi} \text{ , Н}$$

где f – коэффициент сопротивления резанию;

6 Определение средней силы внедрения резцов в направлении подачи

Определяется по формуле, согласно группам линий резания с одинаковыми углами установки резцов:

$$Y_{iср} = k_n \cdot Z_{o.cpi} + \cdot R_{сж} \cdot S_{зi} \cdot K_{обi} \text{ , Н}$$

где k_n – коэффициент, характеризующий отношение силы подачи к силе резания на остром резце; временное сопротивление угля одноосному сжатию $R_{сж}$.

7 Определение суммарной средней силы резания на исполнительном органе

Суммарная средняя сила резания на исполнительном органе определяется по формуле:

$$F_p = 0{,}5 \cdot k_{\gamma охв} \cdot k_{ос} \cdot \sum Z_{cpi} \cdot n \cdot m \text{ , Н}$$

где $k_{\gamma охв}$ – коэффициент влияния угла контакта исполнительного органа с разрушаемой пачкой угля;

$k_{ос}$ – коэффициент ослабления массива угля при работе исполнительного органа по целику;

n – количество резцов в линии резания;

m – количество линий резания.

8 Определение суммарной средней силы подачи на исполнительном органе

Суммарная средняя сила подачи на исполнительном органе определяется по формуле:

$$Y_{n_1} = (1/\pi) \cdot k_{\gamma охв} \cdot k_{ос} \cdot \sum Y_{iср} \cdot n \cdot m \text{ , Н}$$

9 Определение силы подачи комбайна

Сила подачи комбайна определяется по формуле:

$$Y_n = k_f(G \cdot (sin(\alpha) + | f' \cdot cos(\alpha)) + Y_{n_1}), \text{ Н}$$

где k_f – коэффициент дополнительного сопротивления передвижению комбайна;

G – вес комбайна;

f' – коэффициент трения комбайна при движении по направляющим конвейера.

10 Определение средней мощности резания

Средняя мощность резания определяется по формуле:

$$P_p = (F_p \cdot V_p)/1000 \cdot \eta_p, \text{ кВт}$$

где F_p – суммарная средняя сила резания на исполнительном органе;

V_p – скорость резания;

η_p – КПД передаточного механизма исполнительного органа, $\eta_p = 0{,}85$.

11 Определение мощности, затрачиваемой на погрузку угля

Мощность, затрачиваемая на погрузку угля, определяется по формуле:

$$P_{погр.} = (F_{погр} \cdot V_p)/1000, \text{ кВт}$$

где $F_{погр}$ – сила сопротивления погрузке материала определяется по формуле:

$$F_{погр} = C + Dh_{об}, \text{ Н}$$

где C, D – коэффициенты, принимаем равными $C = 2900$ Н $D = 1510$ Н при наличии погрузочного щитка;

$h_{об}$ – средняя подача за оборот исполнительного органа, см

V_n – скорость подачи;

$$h_{об} = (100 \cdot V_n)/n_{об}, \text{ см}$$

12 Определение средней мощности, затрачиваемой на подачу комбайна

Средняя мощность затрачиваемая на подачу комбайна, определяется по формуле:

$$P_n = (Y_n \cdot V_n)/1000 \cdot 60 \cdot \eta_n, \text{ кВт}$$

где Y_n – сила подачи комбайна;

V_n – скорость подачи;

η_p – КПД механизма подачи комбайна, он равен $\eta_p = 0{,}93$.

Необходимая расчетная мощность двигателя(ей) комбайна:

$$P_{сум.} = P_p + P_{погр.} + P_n, \text{ кВт}$$

В результате получены графические зависимости (рис.1;2;3;4) усилий резания и подачи, а также затрачиваемая при этом мощность от шага между линиями резания при различных конструктивных высотах исполнительного органа.

Исходя из полученных значений усилия резания Z (экспериментальным [4], или предложенным в данной работе, теоретическим путем) представляется возможность получить величину сопротивляемости угля, породы или в общем случае разрабатываемого пласта резанию.

В Институте горного дела им. А.А. Скочинского разработан метод экспериментального определения сопротивляемости углей резанию [4] с помощью установки ДСК-2. По данным опытов строится график усилия резания Z в функции толщины среза $Z = f(h)$ и определяют $Z_{ср}$.

Установлено $Z_{ср} = \overline{A} \cdot h,$ откуда $\overline{A} = Z_{ср} \big/ h$.

Кроме этого показатель сопротивляемости $\overline{A}$ достаточно шорошо коррелирует с коэффициентом крепости $f,$ имея зависимость $\overline{A} = 150 \cdot f$, кН/см.

Зная величину $\overline{A},$ можно определить удельные энергозатраты по формуле [1]

$$W_p = 0.00185 \cdot \overline{A}_{пл}(0{,}77 + 0{,}08 \cdot R), \text{ кВт ч/т,}$$

или

$$W_p = 0{,}0272 \frac{\overline{A}_{пл}}{2 + tg\,\varphi}, \text{ кВт ч/т,}$$

где $A_{пл} = \dfrac{\sum m_y A_y + \sum m_n A_n}{m}$ – средняя сопротивляемость пласта резанию;

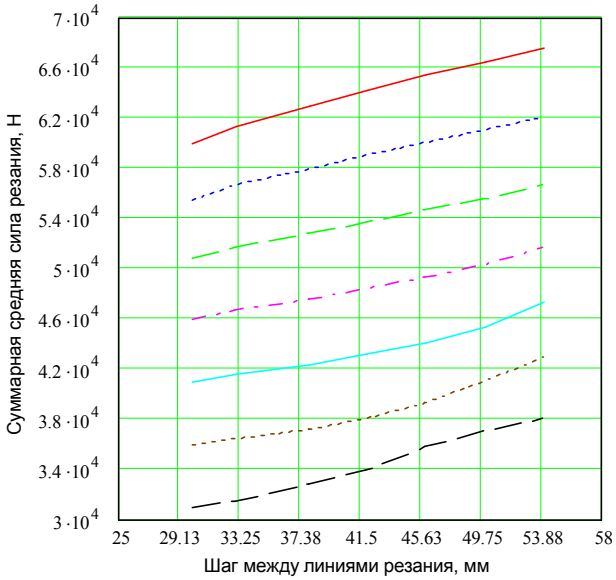


Рис. 1. Зависимость силы резания от шага между линиями резания

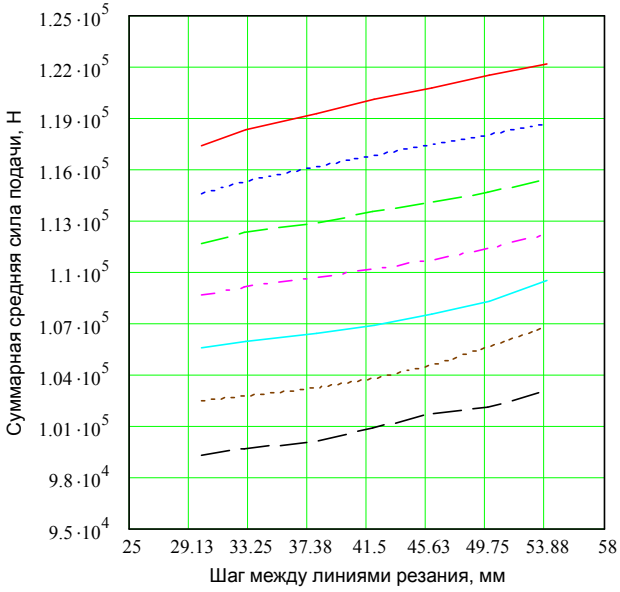


Рис. 2. Зависимость силы подачи от шага между линиями резания

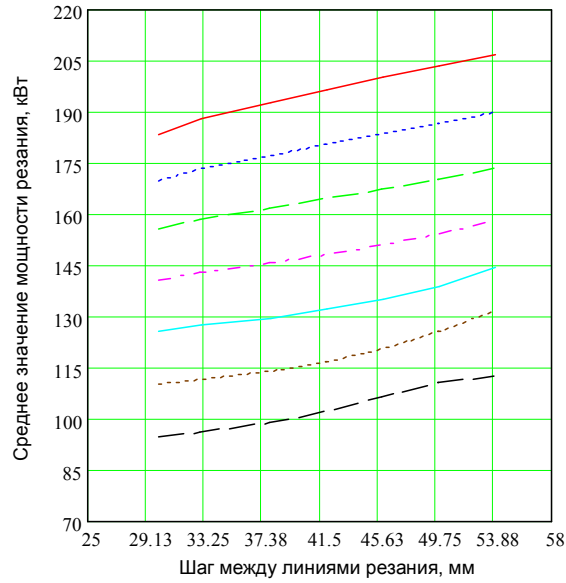


Рис. 3. Зависимость мощности резания от шага между линиями резания

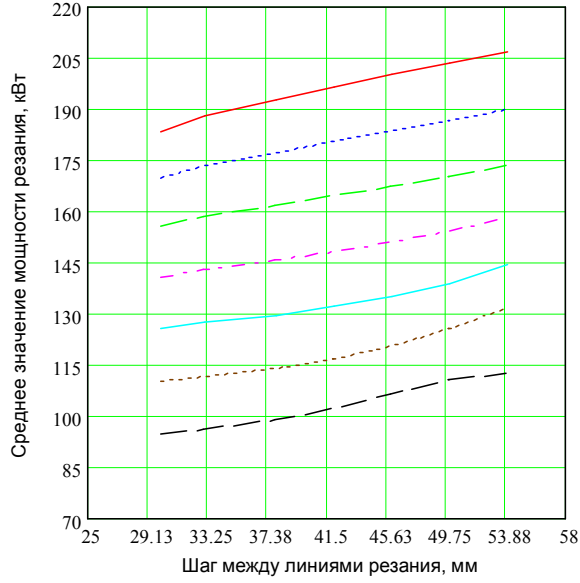


Рис. 4. Зависимость мощности на подачу от шага между линиями резания

m_y и m_n – соответственно суммарная мощность угля в пласте и суммарная мощность породных прослоек в пласте угля, см;

$\overline{A}_y$ и $\overline{A}_n$ – соответственно средняя сопротивляемость резанию угля и породы, кН/см;

M – полная мощность разрабатываемого пласта;

φ – Угол бокового развала борозды при резании (рис. 5);

$$R = \frac{0{,}38 \cdot \overline{A}_{пл}}{E+1},\ \text{кВт ч см/м}^3;$$

R – показатель разрушаемости пласта, кВт ч см/м^3,

E – показатель хрупкости угля, определяется по табл. 3

Оптимальное значение соотношения шага и глубины резания для барабанных исполнительных органов так же находится в пределах $p = t/h = 2...5$ и зависит от хрупко-пластических свойств угля.

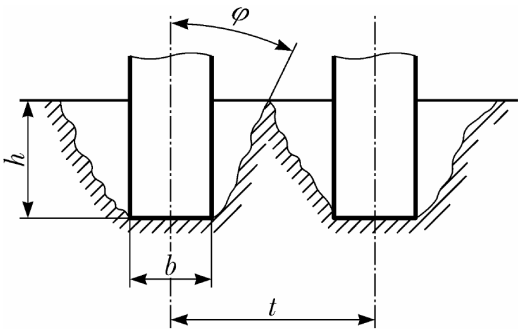


Рис. 5. Схема резания с поверхности забоя

Исходя из теоретических или экспериментальных методов определения усилия резания по формуле [1], можно определить удельную энергоемкость W_p и построить график ее изменения от соотношения шага к глубине резания.

Кроме приведенных способов, расчетно-экспериментальный показатель A_p сопротивляемости угля резанию, может быть определен по формуле [1]

$$A_p = \frac{M_{ср}}{2 \cdot r_{рез} \cdot h},\ \text{кН/м},$$

где $M_{ср}$ – среднее значение момента сопротивления при работе динамрометрического сверла, кН/м; $r_{рез}$ – средний радиус режущей кромки сверла, м.

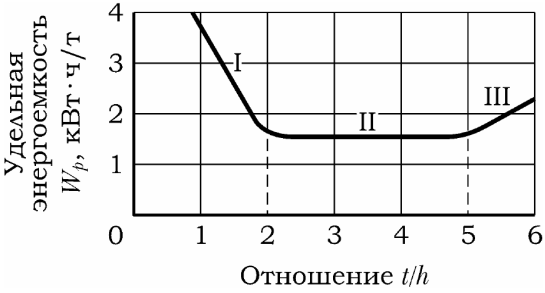


Рис. 6. Изменение удельной энергоемкости от соотношения шага и глубины резания

В зависимости от состояния угольного или породного массива производится выбор режущего инструмента, а затем добычной или проходческой техники.
Таким образом, для определения рациональных параметров реза и расстояния (шага) между линиями резания на основании проведенных нами исследований принимается оптимальное соотношение t/h, обеспечивающее минимальную энергоемкость процесса разрушения и максимальную сортность и качество добываемого угля.

Список литературы

1. Горные машины и комплексы для подземной добычи угля / Гребенкин С.С., Агафонов А.В., Косарев В.В., Керкез С.Д., Фелоненко С.В. и др. – Донецк: Норд-пресс, 2006. – 353 с.

2. Деклараційний патент України на корисну модель №17201 Е21С 25/00. Виконавчий орган очисного комбайна /С.В. Фелоненко, Т.М. Шибка (Україна). Бюл. №9, 2006.

3. ОСТ 12.44.258-84. Комбайны очистные. Выбор параметров и сил резания и подачи на исполнительных органах.

4. Яцких В.Г., Спектор А.А., Кучерявый А.Г. Горные машины и комплексы. – М.: Недра,1984. – 400 с.

УДК 338.45:622.333

© О.О. Марченко

ВПРОВАДЖЕННЯ МЕТОДИКИ ВИЗНАЧЕННЯ ЕКОНОМІЧНОЇ ДОЦІЛЬНОСТІ ВИЛУЧЕННЯ ЗАПАСІВ ВУГІЛЛЯ ПРОЕКТНИМИ ІНСТИТУТАМИ ТА ВУГІЛЬНИМИ ШАХТАМИ

Обґрунтовано умови застосування методики НГУ із визначення економічної ефективності видобутку малих залишкових законсервованих запасів вугілля на шахтах. Надано рекомендації щодо її використання проектними інститутами при розробці проектів техніко-економічного обґрунтування продовження роботи або ліквідації шахт.

Обоснованы условия применения методики НГУ по определению экономической эффективности извлечения малых остаточных законсервированных запасов угля на шахтах. Даны рекомендации по ее использованию проектными институтами при разработке проектов технико-экономического обоснования продолжения работы или ликвидации шахт.

Application terms of cost efficiency determinative method by NMU describing the extraction of remaining laid-up coal supply are grounded. Recommendations for planning organizations are given about the decision of further mine's development or closing.

У тривалому процесі реструктуризації вугільної галузі Україні було закрито близько 150 шахт. Однією з основних причин закриття шахт, окрім складних гірничо-геологічних умов і низьких техніко-економічних показників є незначний, а інколи й значний обсяг залишкових запасів вугілля в межах гірничого відводу шахти. При закритті підприємства втрати вугілля списуються та фактично виключаються з переліку природних ресурсів, які можуть використані в народному господарстві [1].

Закриття шахти є складним технічним і економічним завданням, особливо при вирішенні соціально-економічних питань, пов'язаних із необхідністю звільнення і працевлаштування працівників. Тому термін закриття шахти значно перевищує термін, передбачений у проекті її ліквідації [2, 3].

Одним із вирішуваних завдань подальшої роботи шахти є відробіток залишкових запасів, що прирізають, закритої раніше сусідньої шахти. Річ у тому, що сусідні шахти часто розробляють одні й ті ж пласти шахтного поля. Тому частина шахтного поля закритої шахти могла бути розробленою сусідньою діючою шахтою, у якої свої

залишкові запаси вугілля незначні. Це дозволило б продовжити подальшу експлуатацію цієї шахти, завдяки чому зберегти робочі місця.

Тому техніко-економічна доцільність подальшої роботи шахти, що закривається, при обґрунтуванні вилучення нею залишкових запасів із гірничого відводу закритої сусідньої шахти є актуальним науковим і практичним завданням.

Слід відмітити, що залишкові запаси на вже закритій шахті розташовані в декількох пластах або різних частинах одного горизонту шахтного поля. Зрозуміло, що відробіток цих залишкових запасів з боку сусідньої шахти не у всіх випадках є технічно можливим і не завжди економічно доцільним. Тому, якщо технічні рішення обґрунтовані проектом подальшої роботи діючої шахти необхідно обґрунтувати межу вилучення запасів вугілля, що залишилися на закритій шахті.

Як зазначено вище, у проекті ліквідації шахти спочатку розглядаються варіанти подальшого доопрацювання шахтного поля. Як приклад, наведемо найстарішу шахту «Кочегарка» ВО «Артемвугілля» (була введена в експлуатацію в 1868 р.), для якої ДВАТ інститутом «Дніпродіпрошахт» було здійснено техніко-економічне обґрунтування (ТЕО) доцільності подальшої роботи, а пізніше – розроблено проект ліквідації. На час проектного рішення на шахті відпрацьовували запаси вугілля марки КЖ на 22 крутопадаючих пластах горизонту 1080 м. Промислові запаси на горизонтах 1080 і 1190 м складали відповідно 5,6 і 9,1 млн. т вугілля.

Основні варіанти продовження роботи шахти були виконані на основі комплексної програми відпрацювання запасів вугілля Центрального району Донбасу. Граничним для відпрацювання запасів був прийнятий гор. 1190 м. Виходячи з цього було визначено перший варіант подальшої роботи шахти – відпрацювання запасів на гор. 1080 і 1190 м із подальшим закриттям шахти. На час розробки проекту шахта відпрацьовувала запаси 5,6 млн. т на гор. 1080 м. Для розкриву й підготовки горизонту 1190 м були потрібні завеликі капіталовкладення (6922 млрд. крб. на 1995 р.), у зв'язку з чим було розглянуто другий варіант – відробку запасів на гор. 1080 м із подальшим закриттям шахти.

Видобуток вугілля на шахті проводився на великій глибині в складних гірничо-геологічних та кліматичних умовах з великою часткою ручної праці. Виходячи з цього, розглянуто було третій варіант – припинення експлуатації шахти з 1996 р.

Економічна оцінка трьох варіантів і розгляд можливості покриття потреби держави у коксівному вугіллі шляхом купівлі вугілля за кордоном або шляхом будівництва нових шахт, показали недоцільність подальшої експлуатації даної шахти.

Методика економічної оцінки наведених варіантів містить наступні основні положення. Як критерій оцінки доцільності подальшої роботи шахти прийнято мінімальну вартість товарної продукції за розрахунковий період з урахуванням компенсуючих витрат. Тривалість розрахункового періоду прийнята рівною терміну відпрацювання запасів на горизонтах 1080 і 1190 м (за варіантом 1-29 років). Обсяг видобутку за розрахунковий період по варіантах неоднаковий.

Для зіставності варіантів за обсягом видобутку, по варіантах із втратою обсягів видобутку додано витрати на його компенсацію, за розрахунковий період у світових цінах на коксівне вугілля. Для зіставності за якістю вугілля зі світовими цінами, розрахункові ціни на вугілля по варіантах визначені з урахуванням їх збагачення на

ЦЗФ, бо тільки після збагачення якість концентрату відповідає світовому рівню.

Економічна доцільність продовження роботи шахти визначається попитом на її продукцію та конкурентоспроможністю цієї продукції на ринку. За критерій абсолютної економічної оцінки варіантів прийнятий рівень світової ціни на коксівне вугілля, який є верхньою межею конкурентоспроможності підприємства. Якщо розрахункова ціна по прийнятому варіанту перевершує цю межу, то ставиться питання про закриття шахти як такої, що має низький рівень техніко-економічних показників. Питання про закриття шахти ставиться у всіх розглядаємих варіантах, різниця полягає тільки в термінах закриття.

Проект ліквідації шахти «Кочегарка» було розроблено й затверджено в 1995 р. на підставі наказу Мінвуглепрому України №60 від 20.02.1997 р. і технічного завдання на розробку проекту ліквідації шахти.

Перший етап за проектом – підготовка шахти до ліквідації. На цьому етапі виконуються роботи з проведення водовідливу, підйому та вентиляції шахти для роботи в режимі сухої консервації. Вартість цих робіт – 7,8 млн. грн (у цінах 1997 р.) До цього етапу також були включені витрати, пов'язані зі скороченням трудящих – 12,5 млн. грн, утриманням соціальної сфери – 0,2 млн. грн і додаткові витрати, пов'язані з ліквідацією шахти (заборгованість по одноразових регресних виплатах, електроенергії іншим кредиторам, регресних позовах і ін.) – 20,4 млн. грн. Тривалість першого етапу 5 міс.

На другому етапі ліквідації шахту передано компанії «Укрвуглереструктурізація», яка проводила засипку стовбурів, розбирання будівель і споруд на проммайданчику. Вартість витрат по другому етапу склала 72,8 млн. грн, тривалість його 28 міс.

На третьому етапі проводяться роботи з гасіння і рекультивації стовбурів, ставка-відстійника, спостереження за зміною гідрогеологічного становища після ліквідації, спостереження за виділенням метану, ремонт будівель і споруд в зоні впливу гірничих робіт. Вартість витрат по третьому етапу склала 79,5 млн. грн, тривалість 22 міс. Загальна вартість за проектом ліквідації шахти 193,1 млн. грн.

Таким чином, шахту«Кочегарка» було ліквідовано, а залишкові запаси вугілля в межах її гірничого відводу можна вважати втратами. Це пояснюється тим, що при проведенні ТЕО не були обґрунтовані межі економічної доцільності повноти виймання цих запасів.

У зв'язку з тим, що такої методики до розробки проектів ліквідації шахт не існувало, то залишкові запаси інших закритих шахт не були відпрацьовані на момент закриття. Хоча, як показала практика, частина цих запасів була надалі відпрацьована, що підтверджується фактами, наведеними в роботах [4, 5].

Враховуючи наукову і практичну цінність методики визначення меж економічної доцільності повноти виймання запасів вугілля (на шахтах з малими залишковими запасами), таку методику було розроблено в Національному гірничому університеті. Сутність, практичне значення даної методики та результати економіко-математичного моделювання викладено в роботах [5-7].

Як критерій для вибору найбільш доцільного варіанта виймання запасів прийнятий мінімум витрат із розрахунку на 1 т запасів, які видобувають, враховують витрати власне на видобуток вугілля, на закриття шахти з урахуванням чинника часу,

на компенсацію вибуваючої потужності, втрати диференціальної ренти у зв'язку з неповним вийманням запасів вугілля із варіюванням повноти виймання запасів.

В умовах діючої шахти запаси корисних копалин, що залишилися, не можуть бути яким-небудь шляхом використані і є втратами. Запаси мають певну цінність, залежну від їх якості й гірничо-геологічних умов, але не мають вартості та ціни. У даній роботі ми приймаємо, що цінність запасів корисних копалин визначається диференціальною рентою, яка була б отримана, хоча й в прихованій формі при їх відпрацюванні та буде втрачена в результаті неповного витягу запасів.

Витрати на закриття шахти і втрати диференціальної ренти як чинники діють у напрямі максимального повного виймання запасів, оскільки при цьому віддаляється в часі закриття шахти. Їм протистоїть зростання собівартості видобутку вугілля, оскільки найчастіше доводиться відпрацьовувати залишкові запаси в складніших гірничо-геологічних умовах.

Залишкові запаси доцільно відпрацьовувати, якщо собівартість їх видобутку не перевищить певної граничної величини. Розрахунки показали, що за таку граничну величину доцільно прийняти подвоєну середньогалузеву собівартість видобутку.

Аналізуючи зміст проекту ліквідації ш. «Кочегарка», можна зробити висновок про те, що необхідно було завершити роботи з подальшого будівництва гор. 1190 м, не залучаючи додаткових фінансових ресурсів. Залишкові запаси вугілля на гор. 1080 м можна було б виймати, обґрунтувавши межі економічної доцільності повноти їх видобутку за вищеописаною методикою НГУ [8].

Розглянемо також вирішення виділеної задачі на прикладі шахти ім. Д.С. Коротченка ДП «Селідоввугілля», що діяла до недавнього часу. Шахту було побудовано за проектом інституту «Дніпродіпрошахт» для розробки пластів K_8^B, l_1, l_6, l_7^H, l_8, l_8^1, m_2, m_3 потужністю від 0,70 до 1,22 м і здано в експлуатацію в 1960 р. з проектною потужністю 900 тис. т вугілля на рік. На шахті діючим залишили один очисний вибій та перейшли на розробку тільки пласта l_1, промислові запаси якого становили 1,88 млн. т марки Г.

У 2006 р. проектним інститутом «Дніпродіпрошахт» в результаті проведення техніко-економічного обґрунтування було встановлено, що для реалізації проектних рішень щодо подальшої роботи шахти необхідно 305,5 млн. грн. капітальних вкладень, що забезпечить незначне зростання проектних ТЕП. Проте, при цьому шахта залишається збитковим підприємством. Сума витрат (капітальних і експлуатаційних) за дев’ять років склала 1222,3 млн. грн. Збиток за дев’ять років склав 955,2 млн. грн. На підставі цього був зроблений висновок про недоцільність подальшої роботи шахти.

Разом з тим, збереглася проблема зайнятості працівників шахти. Всього промислово-виробничий персонал з п’ять років зменшився з 1158 до 866 чол. До того ж, шахта є містоутворюючим підприємством, що забезпечує вугільні котельні м. Селідово. Крім того, при ліквідації шахти необхідно перевести її у водовідливний режим, оскільки інакше це призведе до затоплення шахт №1 «Новогродівська» і «Росія». Внаслідок закриття ще шахт №2 «Новогродівська» і «Селідовська», що привело до підтоплення 42 га земельних площ, в зоні підтоплення опинилися житлові будинки з

супутньою інфраструктурою, міські інженерні комунікації, дороги та ін. Витрати з відшкодування збитку від підтоплення території малих міст Селідово, Гірник, Українськ, селищ Цукуріно, Кураховка склали 120 млн. грн в поточних цінах 2006 р.

У зв'язку з тим, що із залишкових промислових запасів наміченими до вилучення на площі пласта l_1 залишилися тільки 1820 тис. т, при річному видобутку 200 тис. т на період дев'яти років. Капітальних вкладень у відробку залишкових запасів необхідно 305,5 млн. грн на рік, 73,0 млн. грн на рік – на дотування шахти і 5485,18 тис. грн на рік – на відкачування води. Проектним інститутом «Дніпродіпрошахт» був розроблений проект ТЕО доцільності відробітку запасів Відокремленого підприємства «Шахта ім. Д.С. Коротченко» з урахуванням прирізки запасів вугілля по пласту l_1 закритої шахти №2 «Новогродівська».

Для розробки технічних рішень можливого варіанту поліпшення економічних показників шляхом відробки залишкових запасів пласта l_1, які були законсервовані при закритті шахти №2 «Новогродівська» та прирізані до гірничого відведення шахти ім. Д.С. Коротченка. Техніко-економічне обгрунтування було виконане інститутом «Дніпродіпрошахт» відповідно до рішень, прийнятих у Програмі «Українське вугілля» і затвердженому Мінпаливенерго України завданню на проектування. У ТЕО даного проекту було розглянуто два варіанти подальшого розвитку шахти ім. Д.С. Коротченко.

У першому варіанті розглядалося доопрацювання запасів в затверджених межах шахтного поля з подальшою ліквідацією шахти в двох підваріантах, що були стисло розглянуті вище: 1а) при довідпрацюванні підготовлених запасів; 1б) у затверджених межах. У другому варіанті розглядалося доопрацювання запасів пласта l_1 у затверджених межах шахтного поля на даній шахті і з подальшим відробітком запасів, що прирізуються, по цьому ж пласту l_1 закритої вже шахти №2 «Новогродівська». Потужність шахти – 400 тис. т рядового вугілля в рік.

Розрахунки ТЕО показали, що за прийнятим для порівняльної оцінки критерієм – мінімумом сумарних витрат - переважним є другий варіант. З урахуванням чинника часу сумарні витрати за другим варіантом нижче в порівнянні з першим варіантом (включаючи його підваріанти) на 15%.

Реалізація обраного іншого варіанту привела б до зниження соціальної напруженості в даному шахтарському регіоні, оскільки забезпечить на шахті 1420 робочих місць протягом 35 років.

На основі аналізу проектів техніко-економічних обгрунтування, наведених вище, зазначають, що не зовсім правильно вважати повністю відпрацьованими запаси на сусідній шахті №2 «Новогродівська». При подальшому відробітку залишкових запасів ускладнюються технічні і економічні рішення щодо зазначеної проблеми. Це пояснюється перш за все тим, що чим далі відпрацьовуватимуть залишкові запаси, тим вище буде собівартість їх видобутку. Тому встановлення економічних меж доцільності відробки шахтою ім. Д.С. Коротченко залишкових запасів закритої шахти також доцільно було б здійснити за методикою, яку було розроблено в Національ-

ному гірничому університеті. Шахту ім. Коротченка було практично закрито, а питання про відпрацювання запасів шахти №2 «Новогродівська» розглядаються комерційною структурою.

Таким чином, виймання залишкових запасів при ліквідації шахти може бути більш повним при використанні методики НГУ проектними інститутами при розробці проектів ТЕО продовження роботи і ліквідації шахт. Ця методика прийнята проектним інститутом «Дніпродіпрошахт» до використання в проекти шахт, які підлягають закриттю.

Список літератури

1. Артамонов В.М., Кузик І.М, Сидоров Г.В., Цехмістер Д.П. Видобуток списаних запасів вугілля для підвищення ефективності надрокористування // Уголь Украины. – 2008.–№8.– С.7-10.

2. Саллі В.І. Особливості закриття вугільних шахт, що працюють з низьким рівнем ефективності / В.І. Саллі, О.Г. Вагонова // Сборник научных трудов НГУ: Міжнар. наук.-техн. конф. «Форум гірників». – Д.: РВК НГУ. – 2003. – №17. – С. 65-70.

3. Пономаренко П.І., Марченко О.О. Економічна доцільність відробітку залишкових запасів вугілля на шахтах // Теорія і практика сучасної економіки: Матер. міжнар. наук.-практич. конф. – Черкаси: Черкаський держ. технологіч. ун-т, 2007. – С. 376-377.

4. Пономаренко П.І., Марченко О.О. Урахування основних чинників при визначенні економічної доцільності відробітку малих залишкових законсервованих запасів вугілля //Економіка промисловості. – Донецьк: Інститут економіки промисловості НАН України, 2009. – №1 (44). – С. 182-187.

5. Марченко О. Економіко-математична модель виймання запасів вугілля на шахтах з малими залишковими запасами // Схід. – Донецьк: Укр. культурологічний центр, 2006. – №6 (78). – С.48-52.

6. Марченко О.О. Результати економіко-математичного моделювання економічної доцільності повноти витягу залишкових запасів вугілля // Економічний вісник Національного гірничого університету. – 2006. – №4. – С. 22-29.

7. Пономаренко П.І., Марченко О.О. Удосконалення методики техніко-економічного обґрунтування доцільності подальшої роботи шахт // Матер. міжнар. наук.-практич. конф. «Проблеми економіки: освіта, теорія, практика». – Кривий Ріг: Мінерал, 2008.– С. 31-32.

8. Марченко О.О. Економічне обґрунтування обсягу вилучення залишкових запасів вугілля на додаток до проектів ліквідації шахт // Науковий вісник НГУ. – 2009. – №3. – С. 96-98.

УДК 622.232.75.001

© Є.В. Тимошенко

ДО ПИТАННЯ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВІДПРАЦЮВАННЯ ТОНКИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

У статті проаналізовано стан технологій виймання малопотужних пластів вугілля. Розглянуті як традиційні так і нетрадиційні технології виймання тонких та вельми тонких пластів. Описані переваги та недоліки кожної технології. На основі аналізу техніко-економічних показників роботи очисного вибою у конкретних гірничо-геологічних умовах визначена доцільність застосування струго-вого та комбайнового виймання вугілля.

В статье проанализировано состояние технологий выемки тонких угольных пластов. Рассмотрены как традиционные, так и нетрадиционные технологии выемки тонких и весьма тонких угольных пластов. Описаны преимущества и недостатки каждой технологии. На основании анализа технико-экономических показателей работы очистного забоя определена целесообразность применения струговой и комбайновой выемки угля.

In article the condition of technologies of thin coal seams mining is analyzed. Nonconventional and traditional technologies of mining the thin and very thin coal seams are examined. Advantages and lack of each technology are described. The usage of cutter-loading mining and plowing system on the base of analysis of technical and economic parameters of longwall operation in mining in different geological conditions is resulted.

Вугілля – єдиний вид органічного палива, запасів якого в надрах України досить для задоволення потреб усіх секторів економіки протягом декількох сторіч. Разом з тим українські родовища характеризуються надзвичайно складними геологічними умовами експлуатації, а більшість вуглевидобувних підприємств – незначною виробничою потужністю й досить низьким рівнем технічного забезпечення. Видобуток кам'яного вугілля ведеться підземним способом, і лише невеликий обсяг бурого вугілля (500 тис. т/рік) добувається в трьома кар'єрами (для порівняння: у Росії відкритим способом видобуває приблизно дві третини усього вугілля) [1].

Основна частина промислових запасів кам’яного вугілля в Україні до глибини 1500 м оцінюються в 117,3 млрд. т, однак 70-80% запасів вугілля перебувають в тонких (до 1,2 м) і вельми тонких (менш 0,7) пластах [2], які в багатьох країнах не розробляються. Більшість пластів відрізняється сильною газоносністю й небезпечністю через вибухонебезпечність вугільного пилу, а понад третина – схильні до раптових викидів вугілля й газу та самозаймання. Середня глибина розробки становить більше

700 м, а кожна шоста шахта веде гірничі роботи на глибині від 1000 до 1400 м.

Протягом останнього десятиріччя видобування вугілля в Україні становить біля 80 млн. т, це виводить нашу державу у десятку провідних країн світу за отриманням цієї паливної сировини. З одного боку більшість шахт нашої держави відстають за економічними показниками та рівнем технічного оснащення. Наприклад, місячна продуктивність праці робочого очисного вибою в Україні (27,4 т) майже в п'ять разів нижче, ніж у Росії (132,9 т), і в десятки разів – чим у США, Канаді, Австралії [1]**.** Це обумовлено декількома причинами: складними гірничо-геологічними умовами, старінням шахтного фонду й погіршенням стану гірничого господарства. З іншого боку, українські гірники мають унікальний досвід відпрацювання запасів, які відносяться до забалансових у більшості країн світу. Крім цього розроблені та впроваджені у виробництво гірничодобувні технології та техніка, які пройшли апробацію на шахтах. Підтвердженням цього є успішна робота таких підприємств як ВАТ «Вугільна компанія «Шахта «Красноармійська-Західна №1», ДПВК «Краснолиманська», ОП «шахта ім. Засядька», ВАТ «Павлоградвугілля» та інші [1, 2].

Проте підвищення ефективності видобування тонких та вельми тонких вугільних пластів залишаються актуальною проблемою. Зокрема це стосується збільшення геометричних параметрів виймальної дільниці та швидкості посування очисного вибою. Дані технологічні удосконалення визивають суттєві зміни геомеханічної ситуації та вимагають всебічного їх вивчення.

Технологічні удосконалення можуть стосуватися, як традиційних технологій механічної руйнації вугілля, так і нових радикальних технологій видобування цієї сировини способи переведення у інший агрегатний стан, зміна ступеню метаморфізму за допомогою термічної обробки, чи розчинення органічними кислотами.

Нині на шахтах України використовуються три основні способи механічної відбійки вугілля: комбайновий струговий та бурошнековий. Вони дають можливість найбільш повно механізувати усі технологічні процеси, пов’язані із вийманням, транспортуванням вугілля та з управлінням станом гірського масиву.

Серед нетрадиційних технологій досить знаними є: гідрогенізація, екстракція, коксування чи напівкоксування. Вони можуть виконуватися як у підземних умовах так і на поверхні шахт, при попередньому видобуванні вугілля іншими способами. Найбільш відомою технологічно обґрунтованою та промислово апробованим способом нетрадиційних технологій на Україні є підземна газифікація вугілля. Аналізу цієї технології буде приділена увага у даній статті.

Комбайнова технологія повинна забезпечувати механізоване відбиття вугілля будь-якої міцності і в’язкості на всю потужність пласта, повне навантаження вугілля на вибійний конвеєр, високу продуктивність, високу сортність вугілля, мінімальне пилоутворення і ефективне його придушення, низьку енергоємність, високу надійність у роботі. Ширина захвату комбайна повинна відповідати кроку пересування кріплення і конвеєра. Комбайн повинен забезпечувати самозарубування у вугільний пласт або механізовану підготовку ніш.

В комбайнах повинне бути передбачено автоматичне регулювання швидкості подачі і надійне запобігання механізму подачі, двигуна і редукторів від перевантажень.

Переваги комбайнової технології:

– великий досвід застосування на шахтах України;

– вивченість процесів взаємодії виконавчих органів комбайнів із вугільним пластом, бічними породами та роботи машини у лаві;

– більш висока продуктивність при вийманні вугілля з середньою і високою опірністю різанню;

– забезпечення повноти виймання за рахунок регулювання руху виконавчих органів за потужністю пласта;

– можливість виймання пластів з хвилястою гіпсометрією і мінливою будовою пласта, що змінюється;

– можливість проведення виймальних штреків одним вибоєм з лавою;

– відповідність ширини захвату комбайна кроку пересування механізованого кріплення;

– більш проста організація виробництва;

– високий ступінь використання машини;

– можливість виймання потужних пластів з пачками вугілля, що важко відділяється від масиву;

– узгодженість в роботі складових комплексу: комбайна, кріплення та конвеєра; більш високий ступінь навантаження відбитої гірської маси.

Недоліки комбайнової технології:

– складність застосування безлюдної (з частковою присутністю персоналу у лаві) технології видобування вугілля;

– більш високий ступінь виходу дрібного вугілля;

– підвищене вивалоутворення;

– фрикційне іскріння;

– велика частка порожньої подрібненої породи в рядовому вугіллі;

– обмеження області застосування на малопотужних пластах [4,5].

Стругова технологія – спосіб вузькозахватного виймання, при якому руйнація вугілля здійснюється шляхом відбою від масиву тонких стружок товщиною до 10-12 см на всю довжину очисного вибою в зоні максимального віджимання вугілля гірським тиском при високих швидкостях руху виконавчого органу стругової установки.

Переваги стругової технології:

– можливість застосування технології безлюдного виймання вугілля;

– підвищення безпеки виконання технологічних процесів;

– підвищується безпека відпрацювання викидонебезпечних пластів, із-за можливості дегазації під час відбійки смуг шириною до 0,1 м;

– істотне зниження зольності за рахунок усунення присікання бічних порід;

– поліпшення якості та сортності вугілля;

– збільшення терміну служби очисного устаткування;

– високе навантаження на очисний вибій (до 15-20 тис. т/добу на пластах потужністю 1-1,5 м);

– мінімальна енергоємність процесу відбійки із-за роботи стругової установки у віджатій зоні та із малою шириною захвату;

– пилоутворення при роботі стругової установки в кілька разів менше, у порів-

нянні із комбайновим вийманням;

– зниження витрат на кінцеві й допоміжні операції;

– конструкція, принцип роботи й компонування дозволяють працювати без постійної присутності людей у вибої.

У той же час стругова технологія виймання не рекомендується до застосування при наявності хибної або не самообвалювальної покрівлі, міцного вугілля із слабкими боковими породами, або міцними прослоями породи у зоні роботи струга, а також при відпрацьовуванні пластів з високим ступенем викидонебезпечності. Тому область застосування стругового виймання становить не більше 20% при відпрацюванні пластів потужністю до 1,6 м [3].

Бурошнекова технологія передбачає видобування вугілля за допомогою спеціальних установок, розміщених у підготовчих виробках в одну чи обидві сторони. Вона використовується для відпрацювання за балансових запасів вугілля, геологічно порушених зон та охоронних цілин. Як показує практика економічно доцільним є відпрацювання запасів уже підготовлених ділянок шахтного поля.

Експлуатація машин і комплексів не дозволяється на викидонебезпечних і загрозливих пластах, а також на пластах із самозаймистими вугіллями [6].

Переваги бурошнекової технології:

– безпека виконання технологічних процесів;

– можливість розробки досить тонких пластів, включно із запасами із нестійкою покрівлею та слабкою підошвою;

– висока продуктивність праці робітників на ділянці;

– приблизно однакова ефективність із іншими технологіями при відпрацюванні запасів на пластах нижче 0,8 м.

Недоліки бурошнекової технології:

– порівняно низьке навантаження на вибій;

– значні втрати вугілля;

– неможливість застосовувати на викидонебезпечних пластам і пластах небезпечних за гірськими ударами.

Технологія свердловинної підземної газифікації (СПГВ) полягає у бурінні похилогоризонтальних свердловин по вугільному пласту із з'єднанням їх одним із відомих способів, далі провадиться його розпалювання та створення керованого вогневого вибою із збалансованим дотриманням окислювальної та відновлювальної зон. Це дає можливість отримувати суміш горючих газів із подальшим їх використанням як джерела електричної енергії, та хімічних продуктів. Замкнутий цикл підземної газифікації вугілля дає можливість вирішити актуальну екологічну проблему утилізації та переробки димових газів та відходів енергетичних підприємств [7].

Ці технології розроблені на новому техніко-економічному рівні з виключенням забруднення навколишнього середовища при видобуванні, комплексній переробці вугільних пластів на місці їх залягання з отриманням високотехнологічних продуктів у вигляді електричної, теплової енергії та хімічної сировини [8].

Серед переваг СПГВ слід визначити:

– відсутність персоналу в зоні виймання вугілля;

– висока ефективність отриманої енергетичної сировини (калорійність спалення

генераторного газу становить 70% теплотворної здатності спаленого вугілля, з якого було отримано цей газ);

– отримання побічної теплової енергії та хімічної сировини;

– екологічність процесу при відповідному дотриманні матеріально-теплового балансу, управління станом масиву гірських порід та процесом газифікації.

Основними недоліками СПГВ є:

– відносна складність керування процесом підземної газифікації;

– відсутність системи комплексної очистки та переробки продуктів газифікації;

– складність застосування при відпрацюванні запасів коксівного вугілля та антрацитів;

– відсутність системи використання газу як палива в комунальному господарстві.

Свердловинна підземна газифікація є достатньо дієвим способом при відпрацюванні тонких та вельми тонких пластів як у шахтних умовах так із проведенням свердловин з поверхні. Виходячи з інтерферентності гірського масиву розроблені технологічні схеми СПГВ у висхідному та низхідному порядку [9].

СПГВ є перспективним, якісно новим напрямком відпрацювання запасів вугілля. Нажаль недостатня вивченість даного процесу приводить до того, що СПГВ практично не застосовується в Україні.

Для визначення ефективності відпрацювання запасів однією з шахт центрального району Донбасу приймаємо дві технології: комбайнову та стругову. Порівняння техніко-економічних показників даних технологій наведено у таблиці.

Таблиця

ПОРІВНЯННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ КОМБАЙНОВОЇ ТА СТРУГОВОЇ ТЕХНОЛОГІЙ

№ п/п	Показники	Одиниці виміру	Комбайнова технологія	Струговa технологія	Порівняння
1	Потужність пласта	м	0,8-1,2		0,00
2	Щільність вугілля	т/м^3	1,33		0,00
3	Опірність вугілля різанню	кН/м	220		0,00
4	Довжина лави	м	250		0,00
5	Навантаження на очисний вибій	т/доба	1575	3600	- 2025
6	Видобуток за місяць	тис. т	47,5	108,0	- 60,5
7	Посування очисного вибою: – за добу	м	6,3	14,4	- 8,1
	– за місяць	м	189	432	- 243
8	Зольність вугілля	%	26	12	14
9	Змінна продуктивність праці	т/чол	23,9	52,14	- 28,24

Порівнявши основні техніко-економічні показники роботи очисного вибою при комбайновій та струговій технології бачимо, можна зробити певні висновки:

1. Стругове виймання є одним із перспективних напрямків комплексної механізації видобуванні вугілля.

2. Застосування стругових установок у порівнянні із комбайновим вийманням є більш ефективним способом механізації при відпрацюванні тонких та вельми тонких вугільних пластів.

3. Технічне виконання нових стругових нових стругових комплексів дає можливість суттєво розширити область застосування цієї техніки. Зокрема дає можливість відбивати вугілля та породні прошарки з опірністю різанню до 350-380 кН/м.

4. Застосування стругів дозволяє проводити примикаючі гірничі виробки без нижнього підривання вміщуючих порід, що знижує трудомісткість та вартість проведення підготовчих виробок.

5. При струговому вийманні вугілля значно підвищується безпека виконання технологічних процесів, оскільки вона є технологією без постійної присутності людей у очисному вибої.

Список літератури

1. Амоша А.И., Кабанов А.И., Стариченко Л.Л. Особенности и ориентиры развития угледобычи в Украине. Некоторые параллели с российским опытом //Уголь Украины. – 2005. – №10. – С. 3-10.

2. Ширнин И.Г., Палкин В.А., Дубницкий В.И. Состояние угольной и сланцевой отраслей ЕС и Украины// Уголь Украины. – 2007. – №8 . – С. 8-10.

3. Артемьев В.Б. Перспективы струговой выемки угля //Уголь. – 2004. – №3. – С. 9.

4. Ляшенко О. Ф., Макаров В.М. Досвід і перспективи використання техніки нового технічного рівня на вугільних шахтах України//Проблеми загальної енергетики. – 2003. – №9. – С. 16-21.

5. Лаптев А.Г. Интенсификация и концентрация производства – ключ к повышению объемов добычи угля //Уголь. – 2002. – №2. – С. 33-37.

6. Ходырев Е.Д., Филатов В.Ф., Анциферов В.А. Механизированная выемка тонких пластов //Наукові праці УкрНДМІ НАН України, – 2008 – №2. – С 156-162.

7. В.І. Бондаренко, В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, М.М Табаченко, Ян Вахович. Радикальні технології розробки вугільних родовищ на базі свердловинної газифікації //Науковий вісник НГУ. – 2008. – №4. – С. 14-20.

8. Volodymyr I Bondarenko, Volodymyr S. Falshtynskiy Synthetic Stowing of Rockmass at Borehole Underground Coal Gasification (BUCG). Deep Mining Challenges. Mining International Mining Forum 2009. // London / Leiden / New York/ Philadelphia/ Singapore: A.A. Balkema Publishers, 2009. – P. 169-179.

9. В.І. Бондаренко, В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський, О.А. Долгий. Вихід продуктів СПГВ при застосуванні газогенераторів із штучною герметизацією порід покрівлі та вигазованого простору. Матеріали ІІ міжнародної науково-практичної конференції «Школа підземної розробки». – Д.: НГУ. – 2007. – С. 220-225.

УДК 622.273:002.53

© О.Е. Хоменко, А.Б. Владыко,
М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ INTERNET-ТЕХНОЛОГИЙ В ПОПУЛЯРИЗАЦИИ ГОРНОРУДНОГО ДЕЛА УКРАИНЫ

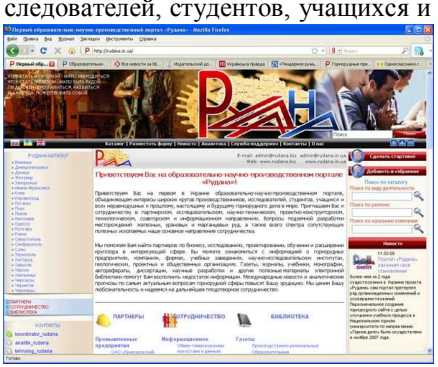
Розкриті сфера діяльності, етапи становлення, управління і розвиток освітньо-науково-виробничого порталу «Рудана».

Раскрыты сфера деятельности, этапы становления, управление и развитие образовательно-научно-производственного портала «Рудана».

It is exposed sphere of activity, stages of becoming, management and development of the educational scientific production portal «Rudana».

Введение

Первый в Украине образовательно-научно-производственном портал «Рудана» (http://rudana.in.ua/), объединил интересы широких кругов производственников, исследователей, студентов, учащихся и всех неравнодушных к прошлому, настоящему и будущему горнорудного дела в мире. На нем организовано сотрудничество в партнерском, исследовательском, научно-техническом, проектно-конструкторском, технологическом, соавторском и информационном направлениях. Вопросы подземной разработки месторождений железных, урановых и марганцевых руд, а также всего спектра сопутствующих полезных ископаемых является основным направлением сотрудничества портала. По его средствам находятся партнеры по бизнесу, исследованиях, проектировании, обучении и расширении кругозора в интересующей сфере. Так же предоставляется информация о горнорудных предприятиях, компаниях, фирмах, учебных заведениях, научно-исследовательских институтах, геологических, проектных и общественных организациях. Газеты, журналы, учебники, монографии, авторефераты, научные разработки и другие полезные материалы электронной библиотеки восполняют недостаток информации, а международные новости и аналитические прогнозы по самым актуальным вопросам горнорудной сферы повышают эрудицию. Проектом предусматривается общение с администрацией в реальном време-



ни с помощью телефонов национальных и международных операторов проволочной и беспроволочной связи; on-line общение с помощью программ Skype и все приложения, поддерживающие ICQ-клиент; через on-line форму «Сообщить об ошибках на сайте»; через on-line форму «Ответы на ваши вопросы».

Основная часть

Более чем за 2 года функционирования в Украине проекта «Рудана» сам портал претерпел ряд организационных изменений и усовершенствований. Первоначальное создание горнорудного сайта с целью улучшения учебного процесса в Национальном горном университете по направлению «Горное дело» было осуществлено в ноябре 2007 года. В результате анализа web-ресурсов нашей страны, было выяснено, что проект «Рудана» является первым в Украине научно-исследовательским порталом, который предоставляет специализированную аналитическую информацию по развитию горнорудного дела. Благодаря чему с сентября 2008 года получил расширенное название «Первый всеукраинский научно-исследовательский информационно-аналитический горнорудный портал».

Предоставление информации в международном срезе послужило толчком к открытию международного доступа пользователей по средствам еще одного адреса (http://rudana.biz/). Презентация проекта на горнорудных предприятиях, учебных заведениях, научно-исследовательских институтах, геологических, проектных и общественных организациях послужила импульсом к объединению образовательной, научной и производственной составляющих успешного функционирования горнорудных отраслей Украины. Далее позиции портала укрепились за счет использования инновационных методик предоставления информации при подготовке международных новостей и аналитических прогнозов по актуальным вопросам горнорудной направленности.

Дальнейшее расширение сферы деятельности портала осуществлялось в направлении разработки концепции подготовки специалистов для предприятий ядерно-топливного цикла Украины. Инновационной составляющей концепции стало создание образовательно-научно-производственного комплекса «Укратомкадры», основателями которого выступили 9 учебных заведений, 2 научно-исследовательских и 3 промышленных предприятия отрасли. Творческий коллектив проекта выступил в роли координирующего начала в ее реализации, а портал «Рудана» в качестве основного web-ресурса комплекса. С начала работы над концепцией портал был переименован в образовательно-научно-производственный и ныне успешно выполняет задачи объединяющего ресурса и для ядерно-топливного комплекса Украины.

Функционирование и развитие проекта осуществляют службы, которые охватывают направления деятельности портала. Общее организационное управление

реализует служба координирования, при которой функционирует консультационный совет. В него входят руководители служб проекта, а также приглашаются сторонние эксперты. Постановляющее решение совета является обязательным для исполнения служб проекта – аналитики, технологии, администрирования, геммологии, инноватики, редактирования и секретариата проекта. Координатор проекта отвечает за перспективы развития, взаимодействие с партнерами, взаимоотношения между службами, реализацию служебных обязанностей персонала, финансовое обеспечение и другие стратегические вопросы развития портала. Так же отслеживает достоверность информации, поступающей от партнеров и служб портала. Несет ответственность за апробацию, рецензирование, патентирование, уровень инновационной привлекательности, оптимальность решений, прогнозов и рисков, разработку рекомендаций и общее качество web-услуг. Отвечает за актуальность и своевременность наполнения разделов «Новости» и «Аналитика», реализует сотрудничество и функционирование электронной библиотеки.



В процессе подготовки новостных сообщений изучаются ведущие специализированные сайты Украины, России, Казахстана, Узбекистана, Китая, США и Канады. Подготовка каждого сообщения включает анализ информации по 50-60 сайтам. Выстраивается иерархия информации по теме. В первую очередь отбираются сведения по доминирующему направлению сайтов, которые имеют высокий рейтинг доверия. Рейтинг web-ресурсов определяется по их цитированию другими специализированными изданиями.

Далее работа ведется с 8-10 сайтами (например, с такими, как «Укррудпром» www.ukrrudprom.ua, «Металлторг» www.metalltorg.ru, «Казатомпром» www.kazatomprom.kz, «Росинвест» www.rosinvest.com, «Ведомости» www.vedomosti.ru) с последующим уточнением данных по региональным средствам массовой информации и проверкой их по личным контактам. Также отслеживается рейтинг новостей, реакция на них органов государственной власти, общественности и средств массовой информации. Результатами такого подхода является высокая достоверность, оперативность и актуальность новостей.

В процессе подготовки аналитических материалов производится отбор информации по ведущим специализированным сайтам Украины, России, Казахстана, США и Канады. Подготовка каждого сообщения включает анализ новостей по 100 сайтам. Производится анализ по сферам образования, науки, инноватики, производств и технологий. Выявляются закономерности в этих сферах и устанавливаются тенденции развития, ценовой политики, объемов продаж, реакций рынка и т.п. Далее работа ведется с 8-10 сайтами (например, с такими, как «Независимая газета» www.ng.ru, «Зеркало недели» www.zn.ru, «Украинская правда» www.pravda.com.ua, «Эксперт»

www.expert.ru, «КоммерсантЪ www.kommersant.ua, «Ведомости» www.vedomosti.ru, «Экономист» www.ekonomist.ru).



С целью упорядочения информации производится ее структуризация. Исключается лишнее, выделяются приоритеты и приводиться в вид удобный для использования программы Mind Maps и Internet-энциклопедий по данному вопросу. Следующим этапом является качественный анализ информации, необходимый для установления связи между анализируемыми процессами. Используются сценарии развития процессов и распределения потоков информации. Далее делаются выводы по жизненному циклу взаимодействия и развития системы для выявления иерархии процессов (вертикальные связи), и причины и следствия (горизонтальные связи). Для составления матриц различия определяется полнота информации с помощью составления контрольных списков и оценочных листов. После анализа производится синтез информации для ограничения целей системы. Выбор вариантов и принятие решений реализуем по оценочной матрице, и далее строятся деревья возможных решений.

Полученные новости анализируются в свете имеющихся научных разработок, данных по предприятиям, учебным заведениям; геологическим, проектным и общественным организациям, и уточняются по региональным средствам массовой информации и личным контактам. Готовая аналитическая разработка проходит апробацию и рецензирование. В аналитических прогнозах содержится информация о know-how, инновационных технологиях и патентоспособных решениях, которые предварительно патентуются и публикуются в периодической научно-технической литературе. В результате системного подхода отбираются и предлагаются оптимальные решения, прогнозы рисков, разработка рекомендаций.

С ноября 2008 года творческий коллектив проекта начал активную презентацию портала в городах Украины. Представление проекта было начато в городе Днепрорудный Запорожской области, с Днепрорудненского индустриального техникума и средних школ города. Затем презентация проекта происходила в подразделениях закрытого акционерного общества «Запорожский железорудный комбинат» и в редакции городской газеты «Рабочее слово». С руководством газеты была достигнута договоренность о размещении ее номеров в электронной библиотеке портала. Помимо этого, начиная с 2008 года, творческий коллектив проекта инициировал акцию регулярного пополнения технической библиотеки Запорожского железорудного комбината современной научно-технической литературой. В первую партию, которую со всеми правами собственности было передано, входило 25 книг горнорудного профиля и 95 научно-технических журналов. Помимо этого библиотека комбината получила информационную поддержку электронной библио-

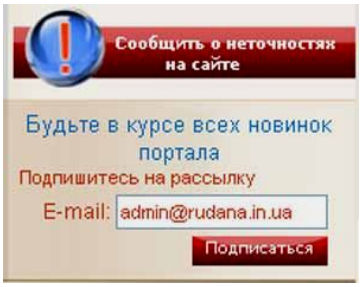
теки портала. Для многих бюро и отделов открыт свободный доступ к научно-технической литературе. Далее презентация портала проходила в городах Марганец, Желтые Воды, Кривой Рог и Днепропетровск.

Ежедневное пополнение страниц портала свежей информацией стало законом. Вводятся новые разделы, дополняются уже существующие, заменяются фотографии, расширяются сведенья и устраняются неточности. Более существенные преобразования отображаются в новостях портала – открытие международного доступа, презентация проекта в городах Украины и др. Помимо новостей портала предоставляются новости партнеров проекта, которые размещаются в конце подразделов и выделяются бордовым цветом. По просьбам Пользователей выполнено разбиение разделов «Новости» на подразделы – новости портала, украинские и международные; «Аналитика» на образование и науку, инновационные разработки, производство и технологии. Для упрощения поиска выполнено размещение структуры портала на главной странице, а также реализуется насыщение всех подразделов движущимися рисунками и фотографиями.

По результатам счетчиков, отслеживающих посещаемость страниц портала, можно сделать следующие выводы:

1. Наибольший интерес у пользователей вызывают подраздел «Гипотезы, теории и научные разработки» в сфере горнорудного дела, а также информация о партнерах проекта и о возможных формах сотрудничества с порталом.

2. Второе место по популярности занимают сведенья в блоке «О нас», раскрывающие информацию о древних легендах, девушке Рудане, запорожских казаках, Кривом Роге, истории освоения крупнейших рудных месторождений Украины, а также о знатных философах, казаках, рудознатцах и промышленниках.



3. Третье место в популярности занимают блоки «Аналитика» и «Новости» благодаря инновационным методам предоставления информации, которые описаны выше.

Перспективы развития. Начиная с 2009 года портал «Рудана» реализовал работу по рассылке новостей. Для подписчиков открылись возможности получения информации наряду с более чем со 100 высшими учебными заведениями Украины, почти 50 научно-исследовательскими и порядка 10 проектными организациями, а так же почти 200 крупными промышленными предприятиями нашей страны. В число рассылки включаются учебные и научные заведения, а также производственные предприятия России, Казахстана и Белоруссии. В настоящее время список подписчиков интенсивно пополняется. Возможность самостоятельного внесения в базу рассылки реализуется через ввод электронных адресов своих подразделений в правом нижнем углу главной страницы портала, в раздел «Будьте в курсе всех новинок портала». Благодаря рассылке акцентируется внимание на свежих новостях и актуальных аналитических прогнозах образовательной, научной и производственной сфер деятельности Украины.

УДК 831.325.3

© О.А. Муха, І.І. Пугач

ОБҐРУНТУВАННЯ МОЖЛИВОСТІ УТИЛІЗАЦІЇ МЕТАНУ ЗА УМОВ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ДЕГАЗАЦІЇ ШАХТИ

Розглянуто питання утилізації метану в шахтній котельні за умов підвищення ефективності роботи дегазаційної системи.

Рассмотрен вопрос утилизации метана в шахтной котельной при условии повышения эффективности работы дегазационной системы.

The question about utilization of methane in a mine boiler-house because of work improvement of decontamination systems.

Внаслідок обмеженості природних запасів енергоносіїв особливо гостро постає питання утилізації метану серед стратегічних напрямків розвитку шахти. Щорічно вуглевидобувним підприємством в атмосферу викидається засобами вентиляції і дегазації біля 30 млн. м^3 газу CH_4. Основною проблемою у використанні шахтного метану є його незадовільна якість (непостійний дебіт і низька концентрація газу в метаноповітряній суміші на виході з дегазаційної системи).

Метою даної роботи є обґрунтування заходів щодо підвищення ефективності дегазації шахти з наступною утилізацією метану, що видобувається.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні задачі:

– визначити параметри дегазаційних свердловин для заданих гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов;

– розрахувати параметри дегазаційної мережі шахти з розглядом заходів щодо зниження підсмоктувань повітря в свердловини і газопровід;

– дати економічну оцінку заходів щодо підвищення концентрації метану в газоповітряній суміші і наступній його утилізації.

В якості об’єкта дослідження прийнята дегазаційна мережа ВСП «Шахта Західно-Донбаська» ВАТ «Павлоградвугілля».

Однією з важливих складових ефективної дегазації є вірне визначення геометричних параметрів дегазаційних свердловин. Як відомо, положення свердловини в гірському масиві визначається трьома параметрами: довжиною свердловини, м – l_c; кутом між свердловиною і горизонтальною площиною, град – β; кутом між проекцією свердловини на горизонтальну площину і перпендикуляром до осі виробки в

тій же площині, град – φ.

Для ефективної дегазації товщі порід свердловини повинні перетинати пласт, що дегазується, у зоні розвантаження його від сил гірського тиску. При бурінні свердловин необхідно враховувати кут розвантаження порід ψ, при цьому кут буде відраховуватися як від лінії очисного вибою, так і від дільничної виробки. Дегазаційна свердловина також не повинна перетинати зону безладного обвалення гірських порід до моменту її відключення від дегазаційної мережі. Висота зони звичайно приймається рівної (4...6)$\cdot m$, (де m – потужність розроблювального пласту, м) [1].

Дегазація на ВСП «Шахта Західно-Донбаська» ВАТ «Павлоградвугілля» застосовується при відпрацьовуванні лав пластів C_{10}^{B}, C_{8}^{B} і C_{8}^{H} шляхом буріння свердловин на пласти, що підробляються, C_{11}^{B}, C_{11}^{1} і C_{9} відповідно, а при відпрацьовуванні пласту C_{10}^{B} у блоках №1, 2 – і на пласт, що надробляється, C_{9}.

Топологічні параметри дегазаційних свердловин згідно [2] повинні визначатися дослідним шляхом. При відсутності даних параметри розраховують по формулах таблиць Г.1, Г.2 [2] з урахуванням системи розробки пласту і прийнятої схеми дегазації [2, табл. Г.3]. Приймаємо до розрахунку варіант схеми дегазації зближених пластів шляхом буріння свердловин з виробки, що підтримується за лавою. Після обчислень отримані наступні параметри дегазаційних свердловин:

– для пластів, що надробляються, $\varphi = 45$ град., $\beta = 25$ град., $l_c = 78$ м;

– для пластів, що підробляються, $\varphi = 67$ град., $\beta = 31$ град., $l_c = 64$ м.

При цьому дебіт метану, який видобувається свердловинами, складе для пластів, що надробляються і підробляються, відповідно 1,75 м^3/хв і 5,47 м^3/хв при концентрації газу в метаноповітряній суміші 50%.

Для зменшення підсмоктувань повітря в устя свердловин, пробурених з виробок виїмкової ділянки, необхідно застосовувати механічні дегазаційні герметизатори з поролоновими манжетами типу ГДПМ.

Зробимо розрахунок обсягу метаноповітряної суміші, що видобувається дегазаційною системою. Розрахункова схема для визначення параметрів дегазації, яка наведена на рис. 1, складена для найбільш складного шляху руху газоповітряної суміші. Вихідні дані:

$$L_{1-2} = 1500 \text{ м};\ L_{2-3} = 610 \text{ м};\ L_{3-4} = 1360 \text{ м};\ L_{4-5} = 80 \text{ м};\ L_{5-6} = 1850 \text{ м};$$

$$L_{6-7} = 1320 \text{ м};\ L_{7-8} = 480 \text{ м};\ L_{8-9} = 300 \text{ м};\ L_{10-11} = 1500 \text{ м};\ L_{11-4} = 610 \text{ м}.$$

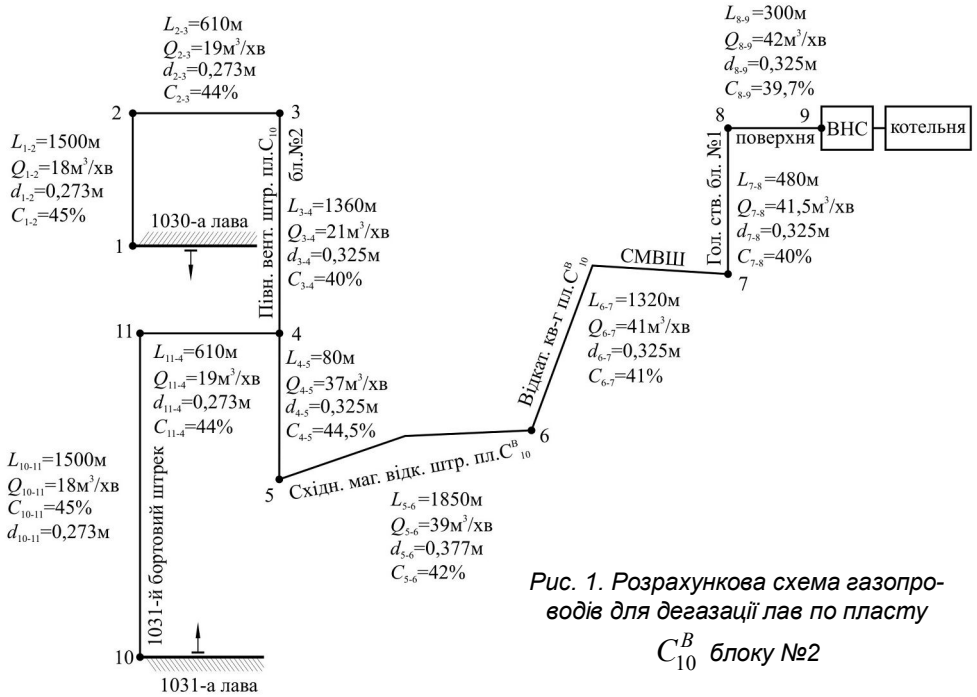


Рис. 1. Розрахункова схема газопроводів для дегазації лав по пласту C^{B}_{10} *блоку №2*

На цей час дегазаційні труби в шахті з'єднуються за допомогою фланців. Для ущільнення фланцевих з'єднань застосовують гумові прокладки. У зв'язку з низьким (менш 25%) вмістом метану в газоповітряній суміші, що видається із шахти, стан газопроводу був оцінений за результатами газовакуумної зйомки. Відповідно до діючої схеми дегазації 1021-ї виїмкової ділянки у 2009 році фактична величина підсмоктувань повітря на 1 м довжини газопроводу складає $14{,}17 \cdot 10^{-3}$ м^3/с, що в 8,5 разів перевищує нормативне значення, визначене [2].

Одним із заходів, покликаних забезпечити зменшення підсмоктувань повітря в дегазаційний газопровід, є заміна ущільнення фланцевих стикових з'єднань між ланками газопроводу. Згідно ДНАОТ 1.1.30-6.09.93 величина підсмоктувань повітря у твердий газопровід залежить від коефіцієнта питомої стикової повітропроникності, значення якого при різних способах ущільнення наведені в табл. 1 [1].

Як видно з таблиці, для зменшення підсмоктувань повітря в газопровід необхідно проводити ущільнення стиків гумовими прокладками з обмазкою їх синтетичною мастикою. Як наслідок даного рішення будуть дотримані нормативні значення підсмоктувань повітря [2], хоча при цьому виникнуть додаткові витрати на матеріали і на проведення монтажних робіт.

Таблиця 1

ЗНАЧЕННЯ КОЕФІЦІЄНТА ПИТОМОЇ СТИКОВОЇ ПОВІТРОПРОНИКНОСТІ ДЛЯ ТВЕРДИХ ТРУБОПРОВОДІВ ПРИ ФЛАНЦЕВОМУ З'ЄДНАННІ

№ п/п	Спосіб ущільнення стиків	$k_{ут.ст.}$
1	Гумовими прокладками з обмазкою синтетичною мастикою	0,0006
2	За допомогою прокладок із прядив'яного каната і промасленого картону	0,003
3	Гумовими прокладками з додатковим ущільненням прядив'яним джгутом, просоченим кабельною мастикою	0,0004
4	За допомогою гумових прокладок	0,006

Як демонструють розрахунки, виконані відповідно до методики, наведеної в [2], застосування ущільнення стиків гумовими прокладками з обмазкою синтетичною мастикою замість традиційного ущільнення дозволить зменшити підсмоктування повітря в газопровід по довжині і збільшити концентрацію метану на виході з вакуум-насосу з 15,6 до 39,7% (табл. 2), що дозволить утилізувати метаноповітряну суміш.

Таблиця 2

РЕЗУЛЬТАТИ РОЗРАХУНКІВ ДЕГАЗАЦІЙНОГО ГАЗОПРОВОДУ

$\sum l_i$, м	*поч.*	*кін.*	L, м	C_i, %		$Q_{с.0i}$, м³/хв		$d_{гі}$, м (розр.)		$d_{гі}$, м (держст.)		γ_i, кг/м³		$P_{к.і}$, мм рт.ст.	
				баз.	пр.	баз.	пр.	баз.	пр.	баз.	пр.	баз.	пр.	баз.	пр.
1500	1	2	1500	26,5	45,3	31,27	18,33	0,252	0,206	0,273	0,273	1,060	0,960	703	739
2110	2	3	610	22,3	43,6	37,24	19,03	0,269	0,209	0,273	0,273	1,083	0,969	644	730
3470	3	4	1360	16,4	40,3	50,54	20,60	0,302	0,215	0,325	0,325	1,115	0,986	616	736
3550	4	5	80	24,4	44,5	67,93	37,29	0,337	0,269	0,377	0,325	1,072	0,964	645	691
5400	5	6	1850	19,3	42,1	86,02	39,42	0,369	0,275	0,377	0,377	1,099	0,977	433	706
6720	6	7	1320	16,8	40,6	98,93	40,94	0,389	0,279	0,426	0,325	1,113	0,985	487	597
7200	7	8	480	16,0	40,0	103,6	41,49	0,396	0,280	0,426	0,325	1,117	0,988	400	549
7500	8	9	300	15,6	39,7	106,6	41,84	0,400	0,281	0,426	0,325	1,119	0,990	370	566
1500	10	11	1500	26,5	45,3	31,27	18,33	0,252	0,206	0,277	0,273	1,060	0,960	707	739
2110	11	4	610	22,3	43,6	37,24	19,03	0,269	0,209	0,277	0,245	1,083	0,969	653	711

Найбільш доцільним з економічної і технічної точок зору на першому етапі освоєння утилізації рудничного метану буде використання метаноповітряної суміші, що видобувається, для опалення шахтних котелень. Відповідно до ПБ [3] для топки казанів можна застосовувати суміш, що містить не менш 30 % метану.

Для утилізації метану приймаємо казани типу ДКВ 10/13 з витратою газу для опалення одного казана 5,3 м³/хв. Повітря для горіння подається від існуючих вен-

тиляторів чи надходить унаслідок розрідження в топці через дверці піддувала. Для кожного казана необхідно подавати не менш 9 тис. $м^3$/год. повітря.

При використанні метану необхідно забезпечити захист дегазаційної системи і котельні від можливих вибухів газу при зниженні концентрації його в суміші, що відсмоктується, до вибухової, а також при різкій зміні режиму роботи і продуктивності дегазаційної установки. Виконання викладених вимог можна забезпечити шляхом контролю роботи дегазаційної установки і керування процесами дегазації і подачі газу споживачу. Для цього необхідна спеціальна апаратура контролю, регулювання і захисту дегазаційних систем.

При розрахунку економічного ефекту від використання метану, що каптується, варто враховувати економію палива на власні нестатки при опаленні казанів газом, а також зменшення абсолютної величини заробітної плати обслуговуючого персоналу котельні (за рахунок скорочення кочегарів, постачальників вугілля тощо).

Витрати на впровадження запропонованих рішень визначаються в діючих цінах по наступним об'єктах та видам робіт:

1) придбання гумових прокладок і синтетичної мастики (табл. 3);

2) заробітна плата гірникам за заміну старих прокладок на нові з обмазкою їх мастикою;

3) переустаткування котельні з твердого палива на газоподібне (на метан, що витягається шахтною дегазаційною системою), устаткування і монтаж газової арматури і розведення газопроводу в котельні.

Таблиця 3

ВИТРАТИ НА МАТЕРІАЛИ

Матеріал	Кількість	Од. вим.	Питома вартість, грн/од.	Загальна вартість, грн
Фланцева прокладка	375	штук	47	17625
Мастика	187,5	кг	45	8437,5
Усього				26062,5

Витрати на дрібні невраховані гірничі роботи, роботи з будинками, спорудженнями і устаткуванням з монтажем враховуються коефіцієнтом 1,05 до загальної вартості відповідних врахованих витрат. Пільги і доплати за роботи визначаються по усередненому відсотку на повну вартість робіт з дегазації.

Витрати на закупівлю і прокладку трубопроводу не враховуються, оскільки для транспортування метаноповітряної суміші буде використана діюча система газопроводу.

Ведення монтажно-демонтажних робіт здійснює ланка, що складається з 5 чоловік. Витрати на заробітну плату складуть відповідно до діючого тарифу 23437,5 грн. Загальні витрати на реалізацію проектних рішень по заміні фланцевих ущільнювачів – 49,5 тис. грн.

Очікувана економічна ефективність використання метану визначена в нижче-

поданій послідовності.

Спочатку був розрахований видобуток метаноповітряної суміші підземними свердловинами при дегазації двох виїмкових ділянок блоку №2 – $Q_k = 60480$ м^3/добу. Наступним етапом був визначений річний економічний ефект від використання в шахтних котельнях метану, що каптується, – 2501052 грн/рік. Річна економія по фонду зарплати склала 169380 грн/рік. Загальна додаткова річна економія при переведенні казанової установки на опалення газом, що каптується, – 2670432 грн. Витрата газу на опалення шахтної котельні в зимовий період варто розраховувати з урахуванням роботи всіх казанів, а у літній період він складає 30% зимової витрати. Економія при спалюванні 1 м^3 метану, що каптується, – 0,12 грн/м^3. Зниження питомих витрат при опаленні котельні газом складе 1,78 грн/т. Строк окупності капітальних витрат на переустаткування котельні дорівнює 1,9 року.

Таким чином, підвищення ефективності дегазації шахти й утилізації метану, що добувається, дозволить:

1) зменшити метановиділення у виробки виїмкової ділянки, що підвищує безпеку ведення очисних робіт у шахті;

2) збільшити навантаження на лаву за газовим фактором, що знизить собівартість 1 т вугілля, яке видобувається;

3) одержати економічний ефект за рахунок зниження споживання вугілля на власні потреби при опаленні казанів газом, що каптується, і зменшення фонду заробітної плати обслуговуючого персоналу котельні.

Список літератури

1. ДНАОТ 1.1.30-6.09.93. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 312 с.

2. СОУ 10.1.00174088.001-2004. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемам дегазации: Стандарт. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с.

3. НПАОП 10.0-1.01-05. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Держнаглядохоронпраці України, 2005. – 400 с.

УДК 622.28

© Д.В. Мальцев

УЗУЧЕНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Вивчений і застосований термодинамічний метод визначення стану масиву для уранових родовищ України. Розраховані параметри потенційних напружень у недоторканому масиві для умов Новокостянтинівського родовища ш. «Смолінська» ДП «ПівденГОК» і для ДП «Дирекція».

Изучен и применен термодинамический метод определения состояния массива для урановых месторождений Украины. Рассчитаны параметры потенциальных напряжений в нетронутом массиве для условий Новоконстантиновского месторождения ш. Смолинская ГП «ВостГОК» и для ГП «Дирекция».

The thermodynamic method of learn and apply for determine condition rock mass for uranium deposits of Ukraine. Parametres of potential pressure in undisturbed rock mass for conditions are calculated of the Novokonstantinovsky deposit mine Smolinska state enterprise “VostGoK" and for state enterprise Direkciya.

Эффективное управление горным давлением на рудниках связано с обеспечением устойчивости обнажений массива руды и пород, междукамерных и опорных целиков, потолочин, горных выработок и днищ блоков, на протяжении установленного периода времени и в намеченных границах.

Первопричиной горного давления является нарушение начального равновесия массива пород, в результате которого в нем протекает процесс преобразования потенциальной энергии упругих деформаций в работу, сопровождающийся высвобождением упругих сил и формированием поля реальных напряжений в окружающем выработку (камеру, выработанное пространство) массиве. При разработке камерными системами в результате перераспределения напряжений происходит сдвижение и обрушение вмещающих пород. Перераспределение давления налегающих пород вокруг зон выпуска отбитого полезного ископаемого является причиной концентрации повышенного давления на пограничный рудный массив, в результате чего, происходит его скалывание и сдвижение, осложняющее подготовку и отработку смежных блоков. В мощных крутопадающих залежах, отрабатываемых системами с открытым очистным пространством, сдвигающийся массив подработанных пород висячего

бока создает высокое давление на междукамерные целики и потолочины. Концентрация больших по абсолютной величине напряжений в этих конструктивных элементах систем нередко приводит к их разрушению и авариям в блоках.

При огромных объемах подземной добычи урановой руды управление горным давлением имеет исключительно важное значение в развитии сырьевой базы отрасли и энергетики страны.

По мере углубления шахт и скважин в земные недра изучаются закономерности изменения физических условий (давления, температуры) и свойств минерального вещества, как нетронутого, так и нарушенного горными работами массивов пород [1].

Ценный опыт добычи различных полезных ископаемых на глубинах 1000...3600 м освещен в [2, 3], а опыт бурения скважин на глубину 6...12 км в [4, 5] раскрывает реальное состояние горных пород на исследуемых участках. Важная информация о физических условиях и упругих свойствах вещества на глубинах 20...50 км получена за последние 25…30 лет с помощью сейсмического зондирования недр [6].

Наблюдения за поведением пород по мере понижения уровня разработки в недрах до 3,6…4 км подтвердили, что в массивах пород с увеличением глубины растет количество накопленной потенциальной энергии упругой деформации. Внешние силы, деформируя породу, совершают работу, которая, по С.Г. Авершину [7], равна сумме произведений этих сил и деформаций, вызываемых ими. В результате в породе накапливается потенциальная энергия, способная при снятии внешней нагрузки выполнить работу по восстановлению объема и формы тела. Состоянию участка земной коры, по Р. Квапилу [8], соответствует строго определенное распределение потенциальной энергии в массиве пород, регулируемое законом оптимального равновесия.

Высвобождение упругой энергии при нарушении начального равновесного состояния породного массива горными работами сопровождается самопроизвольно возникающими отслоениями, шелушениями, вывалами и обрушением пород, пучением почвы, стрелянием, взрывами или выбросами пород и горными ударами. Форма высвобождения упругой энергии зависит от ее количества, накопленного в ненарушенном массиве и в зонах опорного давления при разработке месторождения. Чем большее количество энергии высвобождается, тем динамичнее протекает процесс деформирования породы и тяжелее его последствия. Пластичные породы невысокой крепости плавно «текут» в выработку, уменьшая площадь ее поперечного сечения.

Наиболее опасны при подземной разработке случаи высвобождения энергии массива в форме горных ударов различной силы, количество которых с глубиной возрастает [9]. Непосредственными наблюдениями автора работы [10] в шахтах и рудниках за динамическими проявлениями горного давления установлено, что с увеличением глубины возрастает количество накопленной в массивах пород упругой энергии. Результаты измерений напряжений в нетронутом массиве различными методами не согласуются с известными положениями геомеханики. На основе этих наблюдений Лавриненко В.Ф. провел ряд исследований и моделирований для подтверждения своих наблюдений.

В пределах зоны разгрузки в кровле и боках выработки появляется другой вид энергии – потенциальная энергия положения подработанного массива. Реальные напряжения от преобразования потенциальной энергии упругой деформации в работу и напряжения (силы), вызванные собственным весом подработанных пород, определяют в сумме уровень деформированного состояния пород вокруг выработки.

Для проверки выводов, следующих из законов сохранения и второго закона термодинамики, проведено экспериментальное изучение полей механических и температурных напряжений вокруг горных выработок (рис. 1).

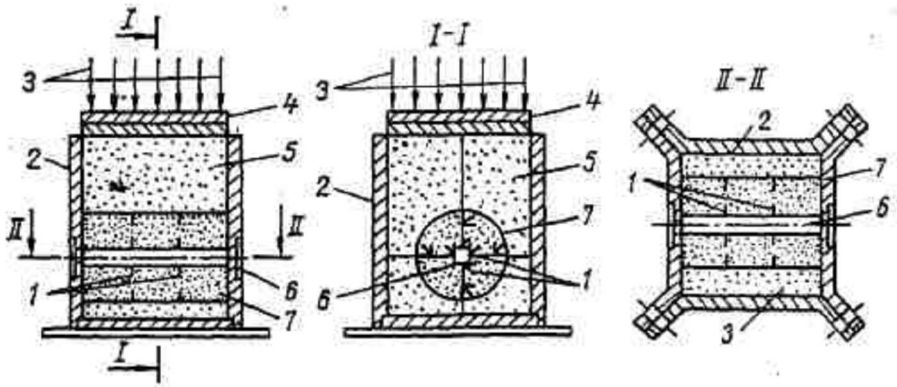


Рис. 1. Принципиальная схема моделирования объемного напряженного состояния

Схема объемного моделирования представлена на рис. 1, где 1 – прямоугольные розетки тензометрических датчиков; 2 – корпус стального ящика; 3 – направление давления гидравлического пресса 2ПГ-125; 4 - пуансон для создания равномерного давления на площади 400 см^2; 5 – песок фракции 0,1-0,06 мм; 6 – выработка; 7 – бетонная модель.

Модели диаметром 13 см и длиной 20 см изготовлялись из бетона марки 400. На расстояниях 6,7 см от обоих торцов модели в поперечных вертикальных плоскостях устанавливались прямоугольные розетки тензодатчиков сопротивления с базой 10 мм. Розетки располагались на горизонтальной и вертикальной осях у контура выработки и на расстоянии 5 см от него.

Нагрузка на модель создавалась ступенями по 1,04 МПа и доводилась до 25 МПа. Измерение деформаций массива модели в процессе механического нагружения, а также при нагревании от 17 до 48° С производилось тензометрическим мостом ЦТМ-5. Температура модели при нагревании и охлаждении фиксировалась термопреобразователями сопротивления ТСМ-410-01 в комплексе с мостом постоянного тока МО-62.

Лабораторные исследования подтвердили, что в поле возрастающих сил гравитации в окружающем горную выработку массиве имеют место две обволакивающие ее области (зоны) с различным уровнем напряженно-деформированного состояния

пород: ближняя зона со значительными радиальными напряжениями растяжения и близкими к нулю тангенциальными напряжениями сжатия; удаленная вглубь массива зона, где преобладает сжатие породы. Направление главных напряжений в указанных зонах обратно противоположно, что, видимо, является одним из условий механического равновесия системы. Данные лабораторные исследования позднее были подтверждены в работах [10].

На рис. 2 представлены графики зависимости главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 от перепада температур ΔT в массиве. При движении рудничного воздуха по выработкам при $T_м < t_{р.в.}$ происходит нагревание прилегающих слоев породы, в массиве на ее контуре возникают напряжения сжатия. Такая ситуация и создается вокруг очистных камер, как видно из рис. 2, радиальные сжимающие напряжения $\sigma_{1(н)} < \sigma_{2(н)}$ тангенциальных сжимающих напряжений. При охлаждении нагретых пород при $T_м > t_{р.в.}$ появляется поле больших по величине радиальных $\sigma_{1(о)}$ и тангенциальных $\sigma_{2(о)}$ напряжений растяжения. В этом случае $\sigma_{1(о)} > \sigma_{2(о)}$, что указывает на возможность деформирования пород вблизи контура выработки под действием температурных напряжений растяжения. Перепад температуры на 1° С увеличивает напряжения на 0,52...0,7 МПа при нагреве и на 0,5...1,2 МПа при охлаждении массива.

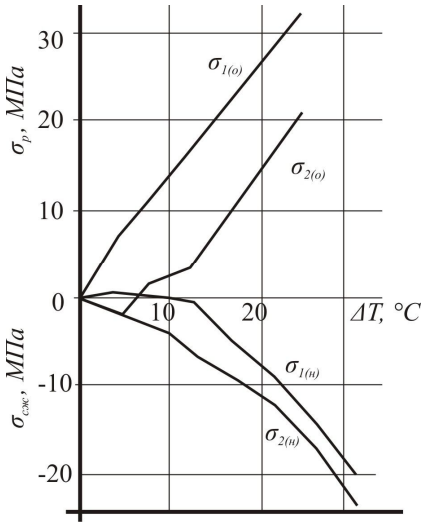


Рис. 2. Зависимость главных нормальных напряжений от перепада температуры ΔT при нагревании (н) и охлаждении (о) окружающих выработку пород

Таким образом, лабораторными исследованиями подтверждено наличие вокруг выработок зоны преобразования потенциальной энергии упругой деформации сжатия в работу упругого расширения пород по направлению к поверхностям обнаже-

ния, а также доказана большая роль фактора теплообмена в системе *рудничный воздух – массив* при формировании поля термических напряжений.

С увеличением глубины в недрах Земли повышается температура пород нетронутого массива, начиная с пояса постоянных температур. Пояс постоянной температуры – толща земной коры, различной мощности, на глубине которой солнечное обогревание не влияет и где колебания годовой температуры не чувствительны. Глубина этого пояса для различных пунктов земного шара различна и в среднем от 1…30 м. Ниже пояса постоянных температур происходит увеличение температуры (в среднем на каждые 33 метра углубки увеличение температуры составит 1° С) [11, 12].

Для урановых руд Новоконстантиновского месторождения (Украина) применим изменения температур нетронутого массива уранового месторождения «Висьмут» (ФРГ) рис. 3.

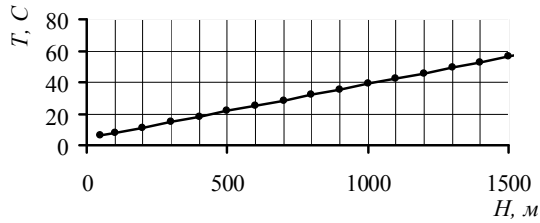


Рис. 3. Изменение температур T нетронутого массива от глубины залегания H

Данные непосредственных измерений, в шахтах и скважинах не подтверждают прямую зависимость температуры пород от глубины их залегания. Современная наука (геофизика, геомеханика и др.) не дает однозначного ответа об источнике теплоты в земных недрах. Широко распространенным является мнение, что высокая температура вещества в мантии и нижней литосфере Земли поддерживается за счет распада радиоактивных элементов. Однако этому противоречит существенное отличие на одной и той же глубине температур массива, сложенного различными по минеральному составу породами.

Первый и второй законы термодинамики описывают преобразование энергии из одной формы в другую и самопроизвольные процессы, обеспечивающие механическое и тепловое равновесие в минеральной среде земных недр [13]. В результате в нетронутом массиве имеют место равномерная объемная плотность потенциальной энергии упругой деформации и постоянная интенсивность стационарного теплового потока из недр к поверхности Земли.

Движущей силой самопроизвольных процессов, как это следует из второго закона термодинамики, является разность факторов интенсивности, т. е. разность давлений, температур, химических потенциалов и т.д. в различных частях термодинамической системы. Механическое равновесное состояние нетронутого массива пород устанавливается в результате протекания в системе с одинаковой скоростью двух противоположных процессов, один из которых связан с уменьшением объемной плотности потенциальной энергии упругой деформации в области действия активного (большего) гравитационного давления, а второй – с соответствующим ее

увеличением в области действия реактивного (меньшего) давления. В процессе выравнивания объемной плотности упругой энергии и перехода системы в равновесное состояние в трех взаимно перпендикулярных направлениях (вертикальном и горизонтальном) формируются связанные с упругими деформациями потенциальные упругие напряжения $\Delta\sigma_{z(y)}$, $\Delta\sigma_{x(y)} = \Delta\sigma_{y(y)}$. Исследования геофизическими методами дают научные основания считать, что упругая энергия недр мигрирует от очага к очагу (т. е. перераспределяется в областях массива с различной ее объемной плотностью).

Изложенный физический подход в работах [10, 13] позволяет, не прибегая к допущениям, рассчитать потенциальные упругие напряжения и, следовательно, объемную плотность потенциальной энергии, температуру и физические свойства минерального вещества нетронутого массива на любой глубине и при любом количестве перемежающихся пластов различных пород, т. е. получить исходные данные для расчета параметров подземного сооружения, удовлетворяющих критериям прочности несущих элементов и устойчивости обнажений массива.

Накопленная под действием сил гравитации потенциальная энергия упругой деформации сжатия в нетронутом массиве является тем естественным источником, с существованием которого связано появление реальных механических напряжений в окружающем горную выработку массиве пород. Непременным условием появления реальных напряжений является нарушение горными работами начального равновесного состояния нетронутого массива.

Образование горной выработки (рис. 4) нарушает механическое и тепловое равновесие нетронутого массива пород. Поперечное сечение очистной камеры представляет собой область внутри массива с нулевой объемной плотностью потенциальной энергии упругой деформации сжатия $W_{\sigma в} = 0$. Температура вентиляционной струи воздуха $t_{в.с.}$ в выработке, как правило, не равна температуре пород $T_{м}$ массива. В результате на границе раздела сред создается положительная разность значений объемной плотности потенциальной энергии в окружающем массиве $W_{\sigma м}$ и выработке, т.е. $W_{\sigma м} - W_{\sigma в} > 0$, а также разность (перепад) температур $T_{м} - t_{в.с.} \le 0 \le T_{м} - t_{в.с.}$. В соответствии со вторым законом термодинамики указанная разность объемной плотности энергии и температур является необходимым и достаточным условием протекания в массиве вокруг выработки самопроизвольных термодинамических процессов преобразования потенциальной энергии упругой деформации сжатия в кинетическую энергию упругого расширения пород (т.е. в работу), а также перехода тепла из участка с более высокой к участку с более низкой температурой.

Область прилегающего к выработке массива, в которой потенциальная энергия упругой деформации сжатия преобразуется в кинетическую энергию упругого расширения (увеличения объема) пород под действием высвободившихся внутренних упругих сил по направлению к поверхности обнажения, является зоной разгрузки

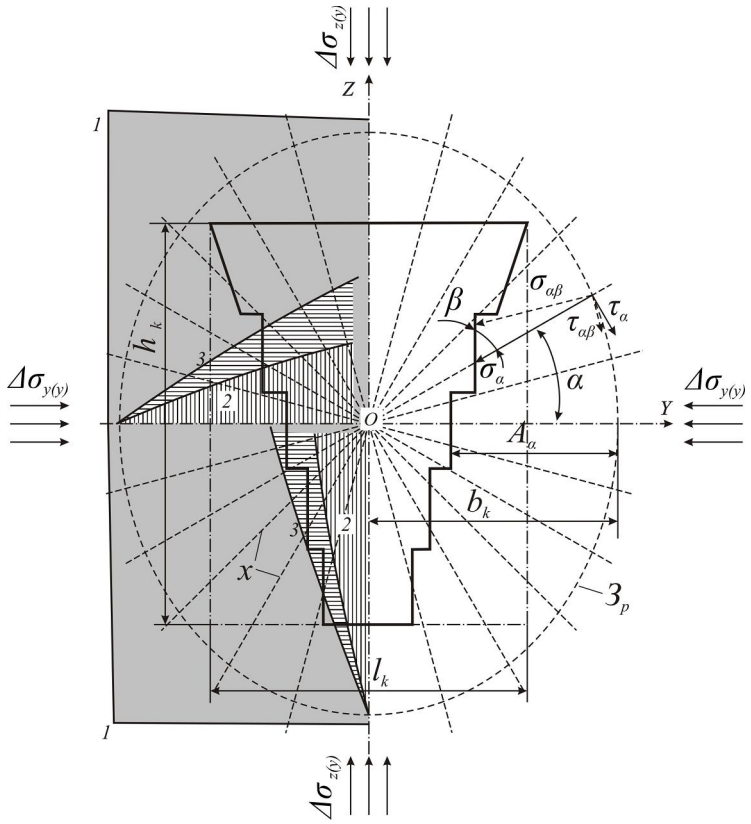


Рис. 4. Распределение потенциальных и реальных напряжений в массиве вокруг выработки: $\Delta\sigma_{z(y)}$, $\Delta\sigma_{x(y)}$ – потенциальные напряжения в нетронутом массиве; α – угол площадки с направлением $\Delta\sigma_{x(y)}$; β – угол между направлением σ_α и касательной в точке пересечения площадки с контуром выработки; x – текущая координата горной выработки; A_α – расстояние вдоль площадки от зоны разгрузки до контура выработки; $З_p$ – контур зоны преобразования потенциальной энергии; 1 – потенциальные напряжения; 2 – реальные радиальные напряжения; 3 – реальные механические и температурные напряжения

начальных потенциальных напряжений. Процесс преобразования энергии в зоне разгрузки протекает с равными скоростями одновременно в двух направлениях: от границы зоны разгрузки до поверхности обнажения массива начальные потенциальные напряжения сжатия уменьшаются по экспоненциальному закону (кривая 1 на рис. 4); соответственно уменьшению в каждой точке массива начальных потенциальных напряжений сжатия возрастают появившиеся в результате высвобождения внутренних упругих сил реальные (кривая 2) напряжения растяжения, которые вызывают увеличение объема породы и, следовательно, снижение температуры, изменение напряженного состояния и физических свойств вещества.

Самопроизвольный процесс перехода тепла из массива к поверхности обнажения его выработкой или наоборот, обусловливает появление в породах поля температурных напряжений σ_T. Их абсолютная величина зависит от перепада температур $\Delta T = T_м - t_{в.с.}$ и физических свойств минерального вещества и в каждой точке численно равна $\sigma_T = \alpha_p E_o \Delta T$ (α_p – коэффициент линейного теплового расширения; E_o – модуль Юнга; ΔT – перепад температуры на расстоянии x от границы зоны разгрузки). Поля температурных и механических напряжений взаимодействуют. Коэффициент теплового расширения – величина, характеризующая относительную величину изменения объема или линейных размеров тела с увеличением температуры на 1° К, при постоянном давлении. В соответствии с этим используется коэффициент объемного теплового расширения который отражает относительное изменение объема тела при нагревании его на ΔT градусов при постоянном давлении. Самопроизвольные процессы преобразования потенциальной энергии и перехода тепла в окружающем выработку массиве протекают в рамках закона сохранения энергии. Пределом этих процессов является достижение устойчивого равновесия, удовлетворяющего минимуму потенциальной энергии в каждой точке массива.

Количество преобразующейся в работу потенциальной энергии упругой деформации и величины реальных напряжений в окружающем выработку массиве зависят от размеров горизонтального и вертикального обнажения массива, уровня начального напряженного состояния и физических свойств пород.

Многочисленными исследованиями в установках высокого давления доказано, что при повышении уровня объемного напряженного состояния исследуемый объем породы уменьшается, а плотность ее увеличивается. Наряду с этим уменьшается пористость, изменяются прочностные и упругие характеристики и другое, т.е. свойства, минерального вещества приходят в соответствие с внешними силами и полями (термическим, электромагнитным и др.), взаимодействующими с породой.

По данным изучения 2200 образцов, отобранных из скважин в Оклахоме и Техасе (США), установлено, что плотность минерального вещества повысилась с 2,26 г/см^3 у земной поверхности до 2,64 г/см^3 на глубине 1 500 м, т.е. на 16,9% [14]. В процессе бурения скважин выявлено также закономерное увеличение плотности гранита с 2,619 г/см^3 на глубине 50 м до 2,645 г/см^3 на глубине 800 м. При повышении давления на 100 МПа плотность пород ультраосновного, основного, среднего и кислого составов Центрального Казахстана увеличивается в среднем на 1…1,8%

[15]. Исследованиями [16] установлено, что на каждые 500 м и углубления в недра Криворожского бассейна плотность вещества под действием сил гравитации возрастает на 0,05 т/м^3, коэффициент крепости породы по М.М. Протодьяконову – на 1,25...1,45, модуль Юнга – на 2,5 МПа. В Донецком бассейне с увеличением глубины залегания пластов с 450 до 1 450 м. пористость пород уменьшилась в 2…3 раза, а прочность повысилась на 24...80 %. Наиболее интенсивное изменение пористости было отмечено для всех разновидностей пород в интервале глубин 500…1200 м [17]. Чему свидетельствуют и исследования [18]. Данные, которых выведены, для урановых месторождений в виде рис. 5.

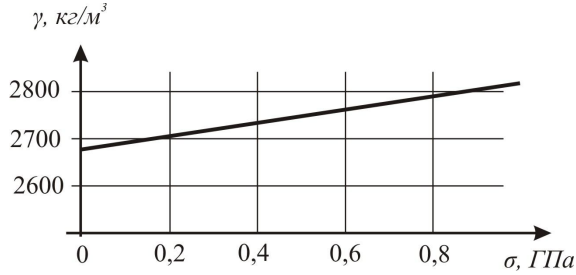


Рис. 5. График зависимости изменения удельного веса пород от давления для урансодержащих альбитовых руд

На основе проведенного анализа работ по определению и изучению начальных свойств горных пород выделим рассчеты параметров главных потенциальных напряжений в нетронутом массиве для условий уранового месторождения ш. Смолинская ГП «ВостГОК» и ГП «Дирекция».

1. Алгоритм формирования исходных данных. Рассмотрим закономерности изменения с глубиной параметров состояния термодинамической системы, функционирующей в единичном объеме минерального вещества ($V_o = 1$). При нормальных условиях вещество характеризуется исходной плотностью ρ_o, модулем Юнга E (характеризует сопротивляемость материала упругой деформации при растяжении или сжатии), коэффициентом Пуассона μ (абсолютная величина отношения относительной поперечной деформации к относительной продольной), пределом упругости $\sigma_{уп}$ и термическим коэффициентом объемного расширения ω [10]. Физические свойства и присущие рассматриваемому объему дефекты строения (пористость, трещиноватость и т. п.) в полной мере учитываются значениями ρ_o, E и μ, а минералогический состав – значением ω [19].

2. При заданном значении глубины H залегания породы, определяется значение изотермического коэффициента уплотнения K_y минерального вещества из уравнения:

$$K_y^{\,3} - \frac{3 \cdot H \cdot \gamma_0 + E}{E} \cdot K_y^{\,2} + \frac{2 \cdot H^2 \cdot \gamma_0^2}{E^2} K_y + \frac{3 \cdot H^3 \cdot \gamma_0^3}{E^3} = 0, \qquad (1)$$

где γ_0 – начальная плотность пород, кг/м³;

γ_y – новая плотность пород на H_i глубине, кг/м³;

E – модуль Юнга, 41,2÷54,9 МПа.

3. Определяется объемная изотермическая деформация ΔV_u системы (породы) в поле сил гравитации

$$\Delta V_u = \frac{K_y - 1}{K_y} \tag{2}$$

4. Устанавливается температура T_2 минеральной среды на глубине $H > 0$, соответствующая мгновенному равновесию адиабатически изолированной термодинамической системы

$$T_2 = \frac{\Delta V_u}{\omega} \tag{3}$$

5. Рассчитывается коэффициент полезного действия η теплового процесса в породном массиве при переходе теплоты от более нагретого к менее нагретому участку:

$$\eta = \frac{T_2 - T_1}{T_2} \tag{4}$$

6. Находим значение восстановленной в процессе перехода теплоты $\Delta V_в$ части изотермической деформации

$$\Delta V_в = \Delta V_u \cdot \eta \tag{5}$$

7. Вычисляется истинное значение ΔV относительной объемной деформации породы (системы) в поле сил гравитации на глубине $H > 0$

$$\Delta V = \Delta V_u \cdot \frac{T_1}{T_2} \tag{6}$$

8. Истинный коэффициент уплотнения минерального вещества на глубине H > 0 определяется по одной из формул:

$$K_y = \frac{1}{(1 - \Delta V)} \tag{7}$$

9. По известным значениям K_y, γ_0 и H устанавливается абсолютная величина геостатического давления

$$\sigma_z = K_y \cdot \gamma_0 \cdot H\,, \tag{8}$$

где K_o – модуль объемной упругости

$$K_o = \frac{\sigma_z}{\Delta V} \tag{9}$$

10. С использованием K_y находится значение коэффициента Пуассона μ породы в условиях объемного сжатия на глубине H или принять табличное значение 0,16÷0,34:

$$\mu = 0{,}5 \cdot \frac{K_y - 1}{6 \cdot K_y^2 \cdot \left(1 - \sqrt[3]{1/K_y}\right)} \tag{10}$$

11. Найденное значение μ используется для расчета горизонтальных (реактивных) геостатических напряжений σ_x и σ_y:

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu \cdot \sigma_z}{1 - \mu} \tag{11}$$

12. Определяем коэффициент остаточной упругости (прочности)

$$\lambda_{o.уп.} = \sigma_{сж} - \frac{\sigma_1}{\sigma_{сж}} \tag{12}$$

13. Внутренние напряжения для любого твердого тела, находящегося в свободном состоянии, равны пределу упругости, т.о. абсолютная величина внутренних напряжений для свободного состояния тела составит

$$\sigma_{уп} = E \cdot \left(1 - \sqrt[3]{1 - \Delta T \cdot \omega}\right) \tag{13}$$

14. Механическое равновесие системы

$$R_i = \left(\sigma_{уп} - \sigma_x\right) \cdot \sqrt{\lambda_{o.уп.}} \tag{14}$$

15. Приращения напряжений внутри системы

$$\Delta\sigma_{z(y)} = R_i - \left(\sigma_{уп} - \sigma_z\right) = \left(\sigma_{уп} - \sigma_z\right) \cdot \left(\sqrt{\lambda_{уп.o}} - \lambda_{уп.o}\right) \tag{15}$$

$$\Delta\sigma_{x(y)} = \left(\sigma_{уп} - \sigma_x\right) - R_i = \left(\sigma_{уп} - \sigma_x\right) \cdot \left(1 - \sqrt{\lambda_{уп.o}}\right) \tag{16}$$

16. Фактические внешние напряжения, действующие на термодинамическую систему:

$$\sigma_{z(\phi)} = \sigma_z - \left(\sigma_{уп} - \sigma_x\right) \cdot \left(\sqrt{\lambda_{уп.о}} - \lambda_{уп.о}\right) \tag{17}$$

$$\sigma_{x(\phi)} = \sigma_{y(\phi)} = \sigma_x + \left(\sigma_{уп} - \sigma_x\right) \cdot \left(1 - \sqrt{\lambda_{уп.о}}\right) \tag{18}$$

17. Обозначив $\sigma_{z(\phi)} / \sigma_{x(\phi)} = tg\psi = \lambda_к$, запишем формулы для расчета главных потенциальных напряжений:

$$\sigma_{1(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot \left(1 + \frac{\left(1 - tg\psi\right)}{2} \cdot \left(\frac{sin\,2\psi}{sin\,2\left[0{,}5 \cdot arctg(sin\,2\psi)\right]} - 1\right)\right) \tag{19}$$

$$\sigma_{2(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot \left(tg\psi + \frac{\left(1 - tg\psi\right)}{2} \cdot \left(\frac{sin\,2\psi}{sin\,2\left[0{,}5 \cdot arctg(sin\,2\psi)\right]} - 1\right)\right) \tag{20}$$

или

$$\sigma_{1(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot \left(1 + 0{,}5 \cdot F\right) \tag{21}$$

$$\sigma_{2(y)} = \Delta\sigma_{x(y)} \cdot \left(\lambda_k - 0{,}5 \cdot F\right) \tag{22}$$

$$\tau_{max} = 0{,}5 \cdot \left(\sigma_{1(y)} - \sigma_{2(y)}\right) \tag{23}$$

$$F = \left(1 - \lambda_к\right) \cdot \left(\frac{sin\,2\psi}{sin\,2\left[0{,}5 \cdot arctg(sin\,2\psi)\right]} - 1\right) \tag{24}$$

Значения упругих потенциальных напряжений используются в расчетах полей реальных напряжений вокруг очистных камер и выработанных пространств.

Полученные значения главных потенциальных напряжений в нетронутом массиве для урановых руд Новоконстантиновского месторождения приведены в табл. 2.

Обязательным условием для преобразования накопленной в породах потенциальной энергии упругой деформации в работу и появления при этом поля реальных напряжений в пределах зоны разгрузки является нарушение начального равновесного состояния нетронутого массива и создание в результате этого перепада давлений в разных его частях вокруг подземной полости.

Значения коэффициента $\lambda_к$ формы зоны разгрузки потенциальных напряжений для горных пород с коэффициентом крепости по М.М. Протодьяконову от 12 до 18 на глубинах до 1700 м приведены в табл. 3.

Поперечное сечение выработки представляет собой область внутри массива горных пород с нулевой объемной плотностью потенциальной энергии упругой де-

формации сжатия $W\sigma_в = 0$. Температура воздуха $t_{вс}$ в выработке, как правило, не равна температуре пород массива $T_м$. В результате на границе раздела сред создаются положительные разности значений объемной плотности энергии в окружающем выработку массиве $W\sigma_м$ и выработке, т.е. $W\sigma_м - W\sigma_в > 0$ а также температур $T_м - t_{вс} > 0$.

Таблица 2

ГЛАВНЫЕ ПОТЕНЦИАЛЬНЫЕ НАПРЯЖЕНИЯ В НЕТРОНУТОМ МАССИВЕ ДЛЯ УРАНОВЫХ РУД НОВОКОНСТАНТИНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ГЛУБИНАХ ДО 1700 М

Глубина H, м	Главные потенциальные напряжения в нетронутом массиве, МПа		
	σ_1	σ_2	τ_{max}
200	1,24	0,30	0,77
300	1,86	0,46	1,16
400	2,48	0,61	1,54
500	3,10	0,76	1,93
600	3,72	0,91	2,31
700	4,34	1,06	2,70
800	4,96	1,22	3,09
900	5,58	1,37	3,48
1000	6,20	1,52	3,86
1100	6,83	1,67	4,25
1200	7,45	1,83	4,64
1300	8,07	1,98	5,03
1400	8,70	2,13	5,42

Выводы

Согласно второму закону термодинамики, указанные положительные разности объемной плотности энергии и температур являются необходимым и достаточным условием протекания в массиве вокруг выработки самопроизвольных термодинамических процессов перераспределения и преобразования потенциальной энергии в работу упругого расширения породы, а также перехода теплоты из области с более высокой в область с более низкой температурой. Получены конкретные главные потенциальные напряжения в нетронутом массиве для урановых руд Новоконстантиновского месторождения на глубинах до 1700 м и значения формы зоны разгрузки $\lambda_к$ для горных пород крепостью по шкале М.М. Протодьяконова в пределах f = 12÷18 для глубин до 1700 м.

Таблица 3

ЗНАЧЕНИЯ $\lambda_к$ ДЛЯ ГОРНЫХ ПОРОД НОВОКОНСТАНТИНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ГЛУБИНАХ ДО 1700 М

Глубина *H*, м	Значения $\lambda_к$ при коэффициенте крепости пород по М.М. Протодьяконову						
	12	13	14	15	16	17	18
200	0,990	0,990	0,991	0,992	0,992	0,993	0,993
300	0,985	0,996	0,987	0,988	0,988	0,989	0,990
400	0,979	0,995	0,982	0,983	0,985	0,985	0,986
500	0,974	0,994	0,978	0,979	0,981	0,982	0,983
600	0,969	0,993	0,973	0,975	0,977	0,978	0,979
700	0,964	0,992	0,969	0,971	0,973	0,974	0,976
800	0,959	0,991	0,965	0,967	0,969	0,971	0,972
900	0,953	0,989	0,960	0,963	0,965	0,967	0,969
1000	0,948	0,988	0,956	0,959	0,961	0,964	0,966
1100	0,943	0,987	0,951	0,954	0,957	0,960	0,962
1200	0,938	0,986	0,947	0,950	0,953	0,956	0,959
1300	0,933	0,985	0,942	0,946	0,950	0,953	0,955
1400	0,928	0,984	0,938	0,942	0,946	0,949	0,952
1500	0,922	0,982	0,933	0,938	0,942	0,945	0,948
1600	0,917	0,981	0,929	0,934	0,938	0,941	0,945

На основании полученных данных определяется уровень напряженности нетронутого массива горных пород в состоянии равновесия и поля напряжений в окружающем очистную камеру массиве горных пород после нарушения равновесного состояния горного массива.

Список литературы

1. Лавриненко В.Ф. Методические указания к изучению курса «Процессы подземных горных работ». Раздел «Горное давление» (для студентов специальности 0902 дневной и вечерней форм обучения). – Кривой Рог: КГРИ, 1988. – 39 с.

2. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф. Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. – М.: Недра, 1982. – 292 с.

3. Лавриненко В.Ф. Лысак В.И. Добыча богатых железных руд на глубоких горизонтах Криворожского бассейна // Горный журнал. – 1986. – №11. – С. 20-25.

4. Евстигнеев Е.С., Левченко Л.Н. и др. Техника и технология бурения скважин глубиной более 4000 м. за рубежом. – М.: ВНИИОНТ, 1976. – С. 74.

5. Резанов И.А. Сверхглубокое бурение. – М.: Наука, 1981. – 160 с.

6. Лебедев Т.С., Шаповал В.М., Корчин В.А. Новые данные о скорости про-

дольных волн в горных породах при высоких термобарических параметрах // Геофиз. сб. АН УССР. – 1986. – Вып. 49.

7. Авершин С.Г. Горные удары. – М.: Углетехиздат. – 1955. – 235 с.

8. Квапил Р. Новые взгляды на вопросы теории давления горных пород и горных ударов // Горное давление. – М.: Изд-во лит. по горному делу. – 1961. – С. 275-297.

9. Винокур Б.Ш. Предотвращение горных ударов на шахтах СУБРа // Безопасность труда в промышленности – 1978. – №7. – С. 39-41.

10. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутом массиве //Изв. Вузов. Горный журнал. – 1982. – №6. – С. 17-22.

11. Sience News. – 1976. – v. 109. – №17. – 267 p.

12. Зезанов И.А. Сверхглубокое бурение. – М.: Наука, 1981. – 160 с.

13. Лавриненко В. Ф. Физические процессы, формирующие напряженное состояние массивов пород // Изв. вузов. Горный журнал. – 1978. – №10. – С. 50-54.

14. Habberest M.K. Jheory of scale models as applied to the geologie structures //Bull. Geol. Soc. Amer/ – 1937. – №10.

15. Исследование плотности торных пород Центрального Казахстана при высоких давлениях // Физика земли. – 1970. – №1.

16. Николин В.Н., Лысиков Б.А. Влияние глубины залегания пород Донбасса на их физико-механические свойства // Уголь. – 1964. – №12. – С. 26-29.

17. Черненко А.Р., Волощенко В.П. и др. Геомеханическое обеспечение отработки залежей Кривбасса на глубоких горизонтах // Проблемы горного давления на больших глубинах при ведении подземных и открытых работ: Тезисы докл. – Кривой Рог: НИГРИ. – 1990. – С. 6-8.

18. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Метод определения начального напряженного состояния массивов скальных горных пород // Разработка рудных месторождений. – Киев: Техника. – 1977. – Вып. 24. – С. 16-20.

19. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Формирование полей напряжений вокруг подготовленных и очистных выработок // Респ. межвед. науч.-техн. сб.: Разработка рудных месторождений. – Киев: Техника, 1985. – Вып. 40. – С. 14-20.

УДК 658.588.004.67

© Г.Я. Мищенко

ПРИМЕНЕНИЕ НАНОТЕХНОЛОГИИ ПРИ ЗАЩИТЕ ОТ ИЗНОСА ПРОМЫШЛЕННОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Наведено опис та досвід використання геомодифікатора тертя, композиції змащувальної МЕГАФОРС при безрозбірному ремонті промислового обладнання.

Приведено описание и опыт применения геомодификатора трения, композиции смазочной МЕГАФОРС при безразборном ремонте промышленного оборудования.

The description and experience of tribotechnical substance application of geomodificator friction, lubricant composition MEGAFORCE under the condition of industrial equipment unfolding repair.

Большинство традиционных технологий восстановления поверхностей трения энергоемки и трудоемки, требуют специализированного оборудования и квалифицированных рабочих, возможны только при централизованном использовании. В настоящее время у большинства ремонтных предприятий отсутствует необходимое техническое оснащение для проведения качественного ремонта техники и, тем более, восстановления поверхностей трения. Ремонт здесь, в основном, проводится заменой изношенных деталей на новые, которые в большинстве случаев изготовленные без соблюдения технологического процесса.

К одному из направлений по увеличению срока службы оборудования относится использование триботехнических составов, как при профилактике износа за счет трения, так и при восстановлении уже изношенных деталей.

Наиболее перспективными триботехническими составами для использования в металлургическом оборудовании являются геомодификаторы трения, к которым относится смазочная композиция МЕГАФОРС. Композиция представляет собой добавку в смазочные материалы; суспензию, состоящую из минерального состава слоистых силикатов, фуллеренов, поверхностно активных веществ (ПАВ) и катализаторов. Использование фуллеренов относит композицию МЕГАФОРС к нанотехнологии.

Сегодня нанотехнологии внедряют несколько крупнейших производителей, но к 2010 году их будут использовать все автомобилестроители и большинство их поставщиков. 70 ведущих мировых автомобилестроителей, включая Renault, General

Motors, BMW, Toyota, Audi, Ford, Volkswagen, Mercedes-Benz, Opel, Ferrari, MAN, FIAT, Volvo, Hyundai, Honda, Nissan, Chrysler, Jaguar, Porsche, Peugeot, Saab, Rover, Citroen, Huachangcar, Mazda, Alfa Romeo, Asia Motors, Mitsubishi, Vauxhall, Subaru и др., провели совместное исследование возможностей применения нанотехнологий в автомобилях с 2002 до 2015 года. Нанотехнологии обещают целый ряд выгод от широкомасштабного внедрения в массовое производство автомобилей. Так буквально каждый узел или компонент в конструкции автомобиля может быть в значительной степени усовершенствован при помощи нанотехнологий. По прогнозам к 2015 году продукции нанотехнологии будет произведено на сумму $1100 млрд. (рис. 1), из них 32% припадает на производство наноматериалов и около 6% на решение проблем в транспорте.

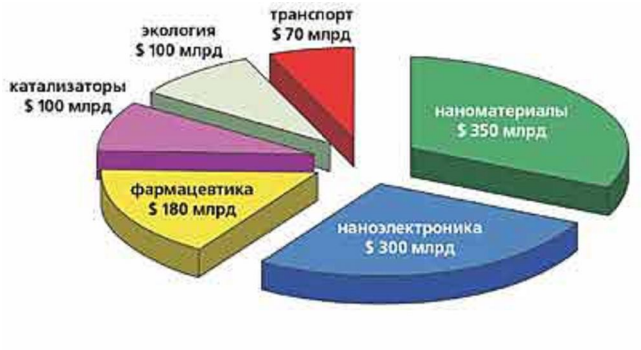


Рис. 1. Прогноз развития рынка продукции нанотехнологии на 2015 г.

Украина так же планирует подключиться к этой современной технологии и совместно с Россией разрабатывает специальную совместную программу в сфере развития нанотехнологий. Об этом заявила в Москве на совместной пресс-конференции с Владимиром Путиным премьер Украины Юлия Тимошенко.

При воздействии композиции на трущихся поверхностях образуется органометаллокерамическое покрытие толщиной до 0,1 мм. Образованное покрытие имеет с металлами, в составе которых есть железо, точнее, диоксид железа Fe_2O_3, единую кристаллическую решетку и одинаковый коэффициент линейного расширения. При этом коэффициент трения снижается до 0,003, микротвердость поверхности по alfa-плоскости достигает 690...710 НУ, а ударная прочность составляет 50 кГс/мм^2. Кроме того, наличие фуллеренов в структуре образованного слоя производит демпфирование ударных нагрузок и повышает его износостойкость.

Такие высокие триботехнические показатели защитной поверхности обеспечивают увеличение ресурса механических средств в 2-3 раза, экономию энергоносителей (нефтепродукты, электроэнергию, газ) до 10-15%.

Научно-производственная фирма «Маскарт» (г. Днепропетровск) уже более семи лет внедряет энерго-ресурсосберегательную технологию на основе триботехнического состава МЕГАФОРС. За это время были обработаны узлы и агрегаты горнодобычного, металлургического, транспортного, строительного и сельскохозяйствен-

ного оборудования. При этом их технико-экономические показатели существенно улучшились. Например, в дробильно-сортировочном цехе предприятия «Хлыстуновское карьероуправление» Министерства транспорта и связи Украины сферические роликовые подшипники 3003792, которые используются в щёковой дробилке СМД-118, в настоящее время увеличили свой ресурс более чем в 1,5 раза. При этом рабочая температура этих подшипников снизилась на $10\text{-}12^0$ С.



Рис. 2. Внесение композиции МЕГАФОРС в подшипник щёковой дробилки СМД-118



Рис. 3. Обработка электровозного компрессора КТ-6

Зубчато-валковые муфты (рис. 4) непрерывного стана трубопрокатного агрегата ТПА-80 (ОАО «Днепровский трубопрокатный завод») увеличили срок службы в 3,2 раза. Шестерни и зубчатые рейки шестерёнчатых клетей станов холодной прокатки труб ХПТ-55 (рис. 5) увеличили срок службы в 2,3 раза.



Рис. 4. Износ зубьев зубчато-валковой муфты непрерывного стана агрегата ТПА-80



Рис. 5. Обработка шестерёнчатой клети трубопрокатного стана ХПТ-55

Зубчатая муфта МЗ-3 (рис. 6) промежуточного вала редукторов переукладывателя станка №2 АЛБТС-1 участка отделки гладких труб цеха №5 ОАО «Интерпайп Нижнеднепровский трубопрокатный завод» увеличили срок службы в 4,3 раза.

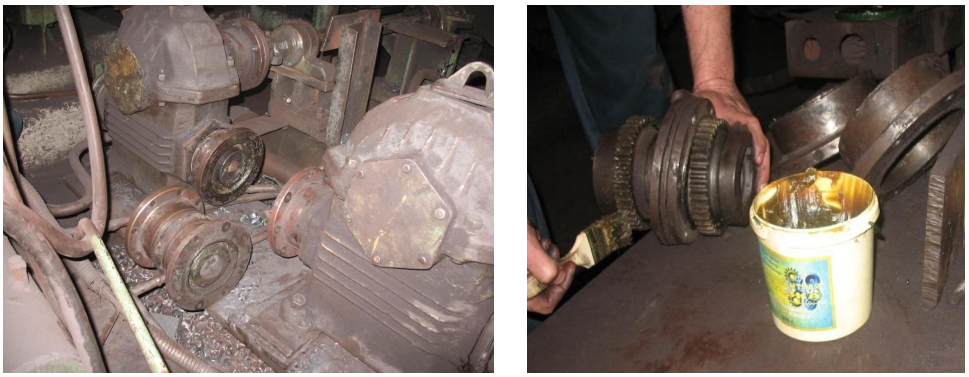


Рис. 6. Обработка зубчатой муфты МЗ-3

Применение композиции МЕГАФОРС в новых станках-автоматах ПАБ-350 (рис. 7), выпускаемых ООО «Киевский станкостроительный концерн «Веркон», снизило уровень шума на 4,1дБА, который в итоге стал соответствовать существующим санитарным нормам.



Рис. 7. Металлообрабатывающий станок-автомат ПАБ-350

После обработки двигателя тепловоза ТГМ-4л (Холдинговая компания «Астарта-Киев») компрессия в цилиндрах увеличилась с 24-25 до 28-31 кГс/см^2 (рис. 8), а

мощность двигателя возросла на 14,6% (см. табл.), при этом, она стала больше на 6,4%, чем указано заводом-изготовителем в технической документации (согласно паспорту на ПКМ8 двигатель должен развивать 1400 об/мин).

Таблица

СКОРОСТЬ ВРАЩЕНИЯ КОЛЕНЧАТОГО ВАЛА В ПОЛОЖЕНИЯХ КОНТРОЛЛЕРА МАШИНИСТА (ПКМ), ОБ/МИН

ПКМ	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Замеры 13.05.08 г.	550	550	650	750	850	1000	1080	1180	1300
Замеры 28.10.08 г.	600	600	720	840	965	1120	1240	1360	1490
Увеличение скорости, %	9,1	9,1	10,1	12,0	13,5	12,0	14,8	13,2	14,6



Рис. 8. Замеры компрессии в цилиндрах тепловоза ТГМ-4л

После обработки двигателя автомобиля ВАЗ-2109 установлен рекорд Украины, который соответствует рекорду мира, в номинации «Работа двигателя без масла». При этом совершен автопробег без масла в картере на расстояние 1060км по маршруту Днепропетровск-Одесса-Киев, что отмечено в дипломе Книги рекордов Украины (рис. 9).



Рис. 9. Диплом Книги рекордов Украины

Для тех, кто заинтересовался композицией смазочной МЕГАФОРС, а так же технологией её применения, мы готовы предоставить любую информацию, провести презентацию для специалистов предприятий, разработать методики и оценить экономическую эффективность от её применения для конкретного оборудования.

Обращайтесь по адресу:

49000, г. Днепропетровск, ул. Артема, 43,
Научно-производственная фирма «Маскарт»,
(0562) 321886, 319094, (056) 7455419, 3742841

УДК 622.831.322

© А.П. Моссур

ВЛИЯНИЕ ПРОЦЕССОВ ГИДРАТООБРАЗОВАНИЯ НА ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ОТРАБАТЫВАЕМЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

Розглянуто вплив гідратоутворення на напружено-деформований стан масиву.

Рассмотрено влияние гидратообразования на напряженно-деформированное состояние массива.

Influence gidratocreating on the is intense-deformed condition of a file is considered.

При отработке угольных пластов, как по их падению, так и в пространстве вокруг выработок имеет место чередование интервалов нарушенных (зоны дезинтеграции) и ненарушенных пород и углей. Эти проявления горного давления носят дифференцированный характер и зависят от горно-геологических условий, методики ведения горных работ, глубины разработки.

Как показывают исследования, проведенные *in situ* в зонах опорного давления [1, 2, 3], длина этих зон не превышает 15-20% от глубины разработки. Они достаточно четко фиксируются по изменениям градиентов давлений.

По характеру проявления горного давления в угольных пластах от очистного забоя вглубь массива условно можно выделить два участка (рис. 1). В пределах первого, непосредственно примыкающего к забою, как правило, наблюдаются две зоны дезинтеграции углей [2, 3, 4], разделенных интервалом ненарушенных пород. Протяженность этой полосы не превышает 20 м, в пределах нее имеет место процесс абсорбции-десорбции метана.

В интервалах нарушенных пород значения давлений могут превышать гидростатические в 2-4 раза (рис. 1).

В пределах второй полосы, которая сдвинута относительно первой вглубь массива, также имеет место чередование зон ненарушенных и нарушенных углей (рис. 1). Но максимумы опорного давления здесь имеют меньшие значения и в них наблюдаются лишь структурные изменения углей, без серьезного их разрушения.

На метанообильных угольных пластах отмечена приуроченность газодинамических явлений к зонам максимумов опорного давления. Так, на пластах крутого падения полости выбросов располагаются параллельно забою на расстоянии 3-4 м, сразу же непосредственно за этими зонами [5].

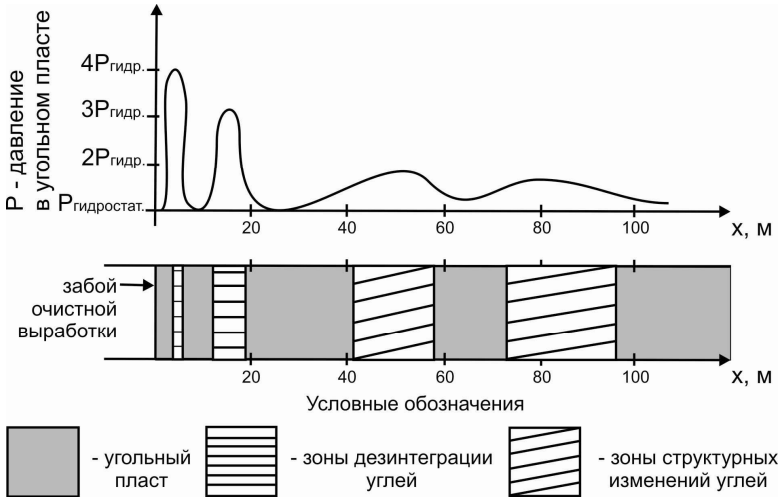


Рис. 1. Схематическое распределение максимумов опорного давления от забоя очистной выработки вглубь массива (H = 700 м)

По-видимому, помимо чисто механической дезинтеграции углей в этих зонах происходят физико-химические процессы, приводящие к выбросам.

Одним из таких процессов является переход углеводородных газов из газообразного в гидратное состояние [6].

Гидраты – это льдоподобньге субстанции, в которых кристаллическая решетка воды расширена и включает молекулы газов и легкокипящих жидкостей. Термобарические условия формирования гидратов природных газов зависят от состава газов и меняются от 1 до 200 атмосфер и температур от –30° С до +40° С.

Одним из свойств гидратов является то, что 1 см гидрата содержит 175 см^3 газа. Кроме этого, для гидратонасыщенных пород характерна низкая газопроницаемость.

Еще одной особенностью гидратов является увеличение объема гидрата на 26-32% по сравнению с поровой водой, из которой они образуются.

В процессе формирования гидратов в органонасыщенных породах происходит дегазация этих пород и потеря ими легких нефтяных фракций.

Для гидратов характерен эффект Бриджмэна – их взрывоподобное разрушение при сдвиговых деформациях или разнонаправленных знакопеременных динамических нагрузках.

Анализ термобарических условий, наблюдающихся в зонах максимумов опорного давления показывает, что, по крайней мере, с глубин залегания угольных пластов более 200 имеются все физические предпосылки для образования гидратов [6].

Процесс гидратообразования в замкнутых системах носит лавинообразный характер по причине скачкообразного роста давлений по мере фазового перехода газа

в гидратное состояние.

По аналогии с переводом воды в твердое состояние в подобных системах можно ожидать, что рост давлений можно описать степенной функцией:

$$P_t = a(\Delta V)^n,$$

uде P_t – давление в системе;

ΔV – изменения объема гидрата в системе;

a, n – коэффициенты, зависящие от состава газа и солености поровой воды ($n \geq 3$).

Ускорению процесса гидратообразования будет способствовать также то, что в гидрат будет переходить не только свободный газ и сорбированный, а также газ, входящий в химический состав углей.

В условиях низкой газопроницаемости гидратонасыщенных пластов и нарастания давлений газа в зоне опорного давления этот интервал будет превращаться в барьер для диффузии свободного газа (рис. 2), провоцируя возможные проявления суффлярных явлений. Способствовать этому будет то, что угли не подчиняются закону Клинкенберга [7] – их проницаемость уменьшается с ростом давлений.

Следовательно, гидратообразование в зонах максимумов опорного давления будет увеличивать напряженное состояние массива, и экранировать мигрирующий в массиве свободный газ, аккумулируя его как в свободной, так и гидратной фазах.

При разрушении гидратов за счет сброса давлений и повышения температуры выше температуры гидратообразования будет происходить постепенная деструкция гидратов с выделением свободного газа и воды и снятия напряжений в массиве.

В условиях сдвиговых деформаций либо при разнонаправленных знакопеременных динамических нагрузках вследствие достижения критических давлений фазового перехода лед-вода начинается взрывоподобное выделение газа из гидрата в свободной фазе (эффект Бриджмэна).

Этот процесс чем-то напоминает процесс выделения газов при кипении жидкости и в течение нескольких минут захватывает весь объем гидрата. Большие объемы, выделяющегося газа сбрасываются в ослабленные зоны.

Следовательно, затронутые в статье вопросы дают основания для дальнейших исследований внезапных выбросов угля и газа на угольных шахтах.

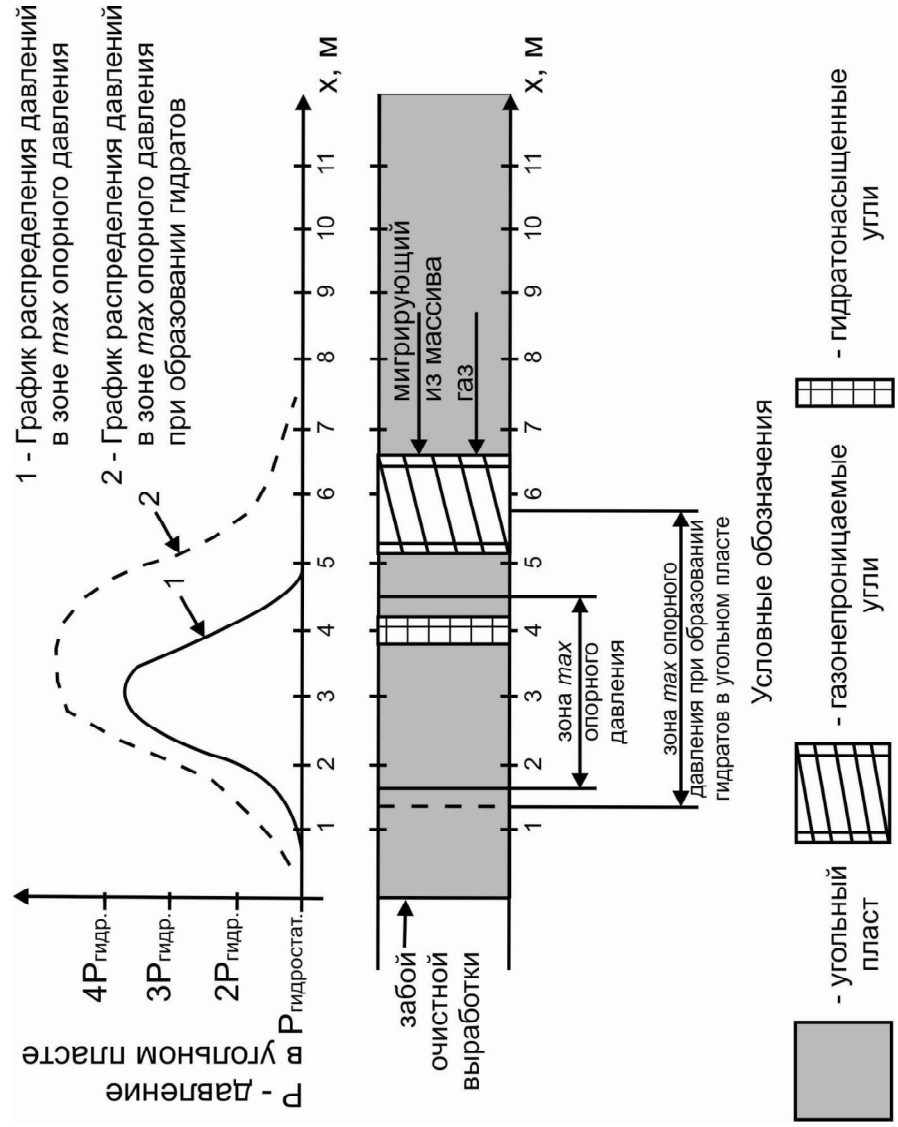


Рис. 2. Влияние процесса гидратообразования на формирование зоны опорного давления

Список литературы

1. Erer K.Q Heidareh-Zadeh A.A. Review of in situ stress measurements techniques with reference to coal measures rocks //Mining Science and Technology. 1985. – №3 – P. 191-206.

2. Ln Paul H. Ground control study of mechanized long wall coal operations in West Virginia // Rept Invest Bur Mines us Der. Intez, 1985. – №89. – P. 29-34.

3. Prediction of shears zones associated with outbursts in coal mines //20th Conf. Safety mines Res Inst Sheffield 3-7 Oct., 1987. – Pap BI. – Lama R.D.S. – 17 p.

4. Шемякин Е.И. Зональная дезинтеграция горных пород вокруг подземных выработок. Часть IV. Практические приложения. // Физ. техн. проблемы разработки полезных ископаемых. – 1989. – №4 – С. 3-9.

5. Аршава В.Г., Осипом С.Н., Кучеба П.К., Кессарийский Ю.В. Упругие свойства горных пород и безопасность подземной разработки. – К.: Техника, 1979. – 159 с.

6. Бондаренко В.И., Моссур А.П. Физико-химические процессы гидратообразования в метанообильных угленосных отложениях и их выбросоопасность. // Материалы II международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки». – 2008. – С. 98-102.

7. Effect of gas pressure on permeability of coal / Harpalani Satya, Mc Pherson, Malcolm J. // Mine Vent. Proc 2nd US Mine Vent Symp. Reno Nev., 23-25 Sept., 1985. – Boston, 1985. – P. 369-375.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Авдиенко Игорь Григорьевич	зам. главного инженера по технологии ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса»
Агафонов Александр Васильевич	директор проектного научно-исследовательского центра ЗАО «Донецксталь» д-р техн. наук
Антощенко Николай Иванович	мэр г. Красный Луч, д-р техн. наук, профессор кафедры охраны труда Донбасского государственного технического университета
Астахов Виталий Сергеевич	ассистент кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Беликов Игорь Борисович	зам. начальника штаба Государственной военизированной горноспасательной службы Украины
Бойченко Виктор Николаевич	начальник ГП «Донецкий экспертно-технический центр Национального научно-исследовательского института промышленной безопасности и охраны труда», к.т.н.
Бокий Борис Всеволодович	зам. генерального директора по новым технологиям и комплексному развитию АП «Шахта им А.Ф. Засядько», д-р техн. наук
Бондаренко Владимир Ильич	зав. кафедрой подземной разработки месторождений НГУ, д-р техн. наук, профессор, Заслуженный деятель науки и техники Украины
Бруй Анна Валерьевна	доцент кафедры маркшейдерии НГУ
Бузило Владимир Иванович	декан горного факультета НГУ, д-р техн. наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений
Валентек Анджей	научный сотрудник Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Вассерман Игорь Григорьевич	главный конструктор проекта Донецкого научно-исследовательского проектно-конструкторского и экспериментального института комплексной механизации шахт «Донгипроуглемаш», к.т.н.

Вивчаренко Александр Васильевич	технический директор ОАО «Павлоградуголь»
Владыко Александр Борисович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Власов Сергей Федорович	д-р техн. наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Врана Александр	ведущий инженер Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Гайдай Александр Анатольевич	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Гайко Геннадий Иванович	начальник отдела международных связей Донбасского государственного технического университета д-р техн. наук, профессор (г. Алчевск)
Ганкевич Валентин Феодосиевич	доцент кафедры горных машин и инжиниринга НГУ
Голинько Василий Иванович	зав. кафедрой аэрологии и охраны труда НГУ, д-р техн. наук, профессор
Горовая Алла Ивановна	зав. кафедрой экологии НГУ, д-р биол. наук, профессор
Грядущий Юрий Борисович	зам. Министра угольной промышленности Украины, д-р техн. наук, профессор
Гребенкин Сергей Семенович	д-р техн. наук, профессор, г.н.с. Донбасского научно-исследовательского и проектно-конструкторского угольного института
Гребенкина Александра Сергеевна	доцент Донецкого национального технического университета
Денич Миодраг	магистр «JP za PEU» (Сербия)
Демченко Юрий Иванович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Должиков Петр Николаевич	зав. кафедрой «Горное дело» Восточноукраинского национального университета им. В. Даля, д-р техн. наук, профессор (г. Антрацит)
Джуканович Душко	магистр «JP za PEU», бюро проектирования (Сербия)
Дычковский Роман Емельянович	зам. проректора по научной работе, к.т.н., доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ

Дычко Артур	ведущий инженер Института минерального сырья и энергетики Польской академии наук (г. Краков, Польша)
Дяченко Андрей Павлович	зам. генерального директора по производственным вопросам ГП «Львовуголь»
Ильяшов Михаил Александрович	первый заместитель генерального директора ЗАО «Донецксталь» д-р техн. наук, профессор
Загриценко Алина Николаевна	доцент кафедры гидрогеологии та инженерной геологии НГУ
Заев Виктор Викторович	аспирант кафедры строительных геотехнологий и горных сооружений Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Зензеров Владимир Иванович	доцент Донецкого национального технического университета
Зубко Андрей Николаевич	технический директор ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Зубко Сергей Андреевич	зам. начальника проходческого участка №1 шахты «Проходческая» ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Касьянов Владимир Алексеевич	доцент кафедры строительных геотехнологий и горных сооружений Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Катульский Александр Сергеевич	студент горного факультета НГУ
Кобзарь Юрий Иванович	старший преподаватель кафедры «Горное дело» Восточноукраинского национального университета им. В. Даля (г. Антрацит)
Ковалевская Ирина Анатольевна	д-р техн. наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Коваль Александр Иванович	генеральный директор ГП «Донецкая угольная энергетическая компания», к.т.н.
Кожушок Олег Денисович	директор Департамента ЗАО «Донецксталь»
Козлов Алексей Анатольевич	директор ООО «Краснолиманское»
Кононенко Максим Николаевич	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ

Коровяка Евгений Анатольевич	доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Косарев Василий Васильевич	директор Донецкого научно-исследовательского проектно-конструкторского и экспериментального института коплексной механизации шахт «Донгипроуглемаш»
Косарев Иван Васильевич	зам. директора Донецкого научно-исследовательского проектно-конструкторского и экспериментального института комплексной механизации шахт «Донгипроуглемаш»
Коцупей Анатолий Никитович	преподаватель промышленного техникума (г. Желтые Воды)
Кошка Александр Григорьевич	зав. отделом аспирантуры и докторантуры НГУ, к.т.н., доцент кафедры подземной разработки месторождений
Кровяк Анджей	главный инженер отдела экономики Главного института горного дела, д.э.н. (г. Катовице, Польша)
Кузьменко Александр Михайлович	д-р техн. наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Лапко Виктор Викторович	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Лебедев Яков Яковлевич	доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Луцык Александр Сергеевич	главный конструктор ООО «Днепропетровский завод бурового оборудования»
Лядецкий Александр Николаевич	руководитель службы операционного улучшения Дирекции по перспективному развитию ОАО «Павлоградуголь»
Мальцев Дмитрий Валерьевич	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Мамайкин Александр Рюрикович	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Мартынов Авинер Анатольевич	начальник научно-исследовательского отдела промышленной безопасности и охраны труда ГП «Донецкий экспертно-технический центр Национального научно-исследовательского института промышленной безопасности и охраны труда», к.т.н.

Марченко Елена Алексеевна	ассистент кафедры экономики предприятия НГУ
Мищенко Григорий Яковлевич	директор НПФ «Маскарт»
Моссур Александр Петрович	горный инженер
Муха Олег Анатольевич	зам. декана горного факультета НГУ, доцент кафедры аэрологии и охраны труда
Никонец Виктор Ильич	проректор по научной работе Никопольского экономического университета, д.т.н., профессор
Медяник Владимир Юрьевич	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Мельник Владимир Борисович	главный специалист Департамента по добыче и обогащению угля корпорации Д.ТЭК (г. Донецк)
Наливайко Ярослав Михайлович	зам. генерального директора по науке ГП «Львовуголь»
Никифоров Александр Власович	технический директор по производству ГП «Антрацит»
Непомнящий Александр Лазаревич	главный конструктор проекта Донецкого научно-исследовательского проектно-конструкторского и экспериментального института комплексной механизации шахт «Донгипроуглемаш»
Окалєлов Василий Николаевич	первый проректор Донбасского государственного технического университета, к.т.н., доцент (г. Алчевск)
Орищак Василий Арефьевич	генеральный директор ОАО ОПО «Холодмаш»
Островский Игорь Романович	генеральный директор ООО «Днепропетровский завод бурового оборудования»
Павличенко Артем Владимирович	доцент кафедры экологии НГУ
Пакура Анджей	горный инженер Угольного холдинга (Польша)
Паранько Игорь Степанович	зав. кафедрой геологии Криворожского технического университета, д-р геол.-мин. наук, профессор

Перепелица Борис Александрович	генеральный директор ГП «Донбассантрацит»
Петлеваный Михаил Владимирович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Пивняк Геннадий Григорьевич	ректор Национального горного университета, академик НАН Украины, Заслуженный деятель науки и техники Украины
Пилов Петр Иванович	первый проректор НГУ, д-р техн. наук, профессор, зав. кафедрой обогащения полезных ископаемых НГУ, Заслуженный деятель науки и техники Украины
Плонка Марек	ведущий инженер Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Пономаренко Павел Иванович	зав. кафедрой экономики предприятия НГУ, д-р техн. наук, профессор
Почепов Виктор Николаевич	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Прокопов Альберт Юрьевич	доцент кафедры «Подземное, промышленное, гражданское строительство и производство строительных материалов», заместитель директора Шахтинского института (филиала) ГОУ ВПО «Южно-Российский государственный технический университет (Новочеркасский политехнический институт)» (г. Шахты, Российская Федерация)
Пугач Иван Иванович	доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Римарчук Борис Иванович	главный инженер Государственного института по проектированию предприятий в горнорудной промышленности «Кривбаспроект», к.т.н. (г. Кривой Рог)
Рябичев Виктор Дронович	декан факультета горного дела и транспорта Восточноукраинского национального университета им. В. Даля, д-р техн. наук, профессор (г. Антрацит)
Русских Владислав Васильевич	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Савельева Тамара Степановна	доцент кафедры основ конструирования механизмов и машин НГУ

Савельев Владимир Андреевич	старший преподаватель кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ
Салов Владимир Александрович	председатель рабочей группы МОН Украины с разработки стандартов высшего образования Украины, профессор кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Салли Владимир Ильич	зав. кафедрой менеджмента НГУ, д-р техн. наук, профессор
Салли Сергей Владимирович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Салуга Петр	ведущий инженер Института минерального сырья и энергетики Польской академии наук (г. Краков, Польша)
Сарвас Евгений Валерьевич	аспирант кафедры маркшейдерии НГУ
Светкина Елена Юрьевна	доцент кафедры химии НГУ
Свядровски Ежи	ведущий инженер Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Сердюк Владимир Петрович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Симанович Геннадий Анатольевич	д-р техн. наук, профессор кафедры горных машин и инжиниринга НГУ
Сидельников Александр Анатольевич	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Сирик Виктор Федорович	ведущий инженер-конструктор инновационного отдела ООО «Днепропетровский завод бурового оборудования», к.т.н.
Склепчук Вячеслав Леонидович	зам. главного инженера ОАО «Ростовшахтострой», ассистент кафедры «Подземное, промышленное, гражданское строительство и производство строительных материалов» ШИ(ф) ГОУ ВПО ЮРГТУ(НПИ) (г. Шахты, Российская Федерация)
Собчик Яцек	ведущий инженер Института минерального сырья и энергетики Польской академии наук (г. Краков, Польша)
Солоп Петр Алексеевич	технический директор ГП «Антрацит»

Стадник Николай Иванович	первый заместитель директора Донецкого научно-исследовательского проектно-конструкторского и экспериментального института комплексной механизации шахт «Донгипроуглемаш»
Станьчик Кшиштоф	д-р техн. наук, профессор Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Степанович Младен	д-р техн. наук, профессор Академии инженерных наук Сербии (г. Белград)
Стопкович Агнешка	ведущий инженер Института минерального сырья и энергетики Польской академии наук (г. Краков, Польша)
Страданченко Сергей Георгиевич	зав. кафедрой «Подземное, промышленное, гражданское строительство и производство строительных материалов», директор Шахтинского института (филиала) ГОУ ВПО «Южно-Российский государственный технический университет, д-р техн. наук, профессор (г. Шахты, Российская Федерация)
Ступник Николай Иванович	профессор кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых Криворожского технического университета, проректор по научно-педагогической работе и международным связям
Сургай Николай Сафонович	директор «УкрНИИпроект», Герой Украины, Министр угольной промышленности Украины (1990-1994 гг.), д-р техн. наук, профессор (г. Киев)
Сятковский Сергей Леонидович	доцент кафедры охраны труда Донбасского государственного технического университета, директор Краснолучского филиала
Табаченко Николай Михайлович	профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Тимошенко Евгений Викторович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Тимощук Василий Ипполитович	доцент кафедры гидрогеологии та инженерной геологии НГУ

Усатый Владимир Юрьевич	директор по производству ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Фальштынский Владимир Сергеевич	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Фелоненко Станислав Васильевич	доцент кафедры горных машин и инжиниринга, зам. декана механико-машиностроительного факультета НГУ
Филатьев Михаил Владимирович	преподаватель Краснолучского филиала Донбасского государственного технического университета
Фомичев Вадим Владимирович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Фурман Александр Иванович	директор ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Халимендик Юрий Михайлович	зав. кафедрой маркшейдерии НГУ, д-р техн. наук, профессор
Халимендиков Евгений Николаевич	главный инженер ОАО «Угольная компания «Шахта Красноармейская-Западная №1»
Хейло Александр Валерьевич	зам. директора ООО «Краснолиманское»
Хоменко Олег Евгеньевич	начальник научно-исследовательской части НГУ, к.т.н., доцент кафедры подземной разработки месторождений
Черватюк Виктор Григорьевич	директор Дирекции по перспективному развитию ОАО «Павлоградуголь»
Черняк Владимир Иванович	доцент кафедры менеджмента НГУ
Шарафутдинов Фарид Мидифатович	начальник инновационного отдела ООО «Днепропетровский завод бурового оборудования»
Шепелевич Валерий Давыдович	главный специалист управления организации государственного надзора в угольной промышленности Государственного комитета Украины по промышленной безопасности, охране труда и горного надзора
Шерстюк Евгения Анатольевна	аспирантка кафедры гидрогеологии та инженерной геологии НГУ
Шипунова Ирина Викторовна	научный сотрудник ГП «Донбасский научно-исследовательский и проектно-конструкторский угольный институт»

Яворский Василий Николаевич	инспектор Гостехнадзора ОАО «Павлоградуголь»
Яворская Елена Александровна	ассистент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Яковенко Анатолий Кириллович	зав. научно-исследовательской лабораторией кондиционирования рудничного воздуха Государственного Макеевского научно-исследовательского института по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ), к.т.н.
Ярош Яцек	ведущий инженер Института минерального сырья и энергетики Польской академии наук (г. Краков, Польша)

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

III Міжнародна науково-практична конференція

Збірник наукових праць

Підписано до друку 20.08.09. Формат 70x100 1/16
Папір офсет. Друк офсетний. Умов. друк. арк. 23,5
Обл.-вид. арк. 636. Тираж 300 прим. Замовлення №4083.

Підготовлено до друку в Національному гірничому університеті
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру: серія ДК №1842

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19