Міністерство освіти і науки України
Національний гірничий університет

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

**IV Міжнародна
науково-практична конференція
12–18 вересня 2010 року**

***Присвячується 110-річчю
кафедри підземної розробки родовищ***

Дніпропетровськ
НГУ
2010

УДК 622 (06)

Наукова редакція:

В.І. Бондаренко, І.А. Ковалевська

Організаційний комітет:

Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко, В.І. Бузило,
Акмаєв А.І., В.М. Окалєлов, М.І. Ступнік, В.Д. Рябічев, А.М. Зубко,
В.Д. Сидоренко, Р.О. Дичковський, І.А. Ковалевська, О.М. Кузьменко, В.В. Фомичов,
Ю.Я. Чередниченко, О.І. Коваль, О.В. Вівчаренко, В.Г. Черватюк
Єжи Кіцьки (Польща), Станілав Прусек (Польща), Мічеслав Лубрика (Польща)

Технічна редакція:

О.К. Малова, К.А. Ганушевич, В.В. Лапко, Ю.І. Демченко, В.В. Руських

У збірнику опубліковані науково-технічні досягнення й передовий вітчизняний і закордонний досвід застосування нових машин і механізмів в інноваційних технологіях гірничого виробництва України, Росії, Польщі, Німеччини, Словаччини та ін.

Представлено нові технології підземної розробки вугільних і рудних родовищ, основні напрямки й перспективи еколого-економічного розвитку вугільної галузі, технологія розробки підкар'єрних запасів кімберлітових трубок Якутії в складних гідрогеологічних умовах, моделювання стійкості форми високих очисних камер при системах розробки залізорудних родовищ з твердіючою закладкою, обґрунтування параметрів камер і цілiків гіпсових рудників. Викладено закономірності приведених напружень у рамному кріпленні з урахуванням глибин залягання гірничих виробок.

В сборнике опубликованы научно-технические достижения и передовой отечественный и зарубежный опыт применения новых машин и механизмов в инновационных технологиях горного производства Украины, России, Польши, Германии, Словакии и др.

Представлены новые технологии подземной разработки угольных и рудных месторождений, основные направления и перспективы эколого-экономического развития угольной отрасли, технология разработки подкарьерных запасов кимберлитовых трубок Якутии в сложных гидрогеологических условиях, моделирование устойчивости формы высоких очистных камер при системах разработки железорудных месторождений с твердеющей закладкой, обоснование параметров камер целиков гипсовых рудников. Изложены закономерности приведенных напряжений в рамной крепи с учетом глубин залегания горных выработок.

Scientific-technical achievements and leading domestic and foreign experience of new machinery and mechanisms application in innovative technologies of mining production of Ukraine, Russia, Poland, Germany, Slovakia and other countries are published in the collection.

New technologies of coal and ore deposits are presented, also basic trends and perspectives of ecological-economical development of coal industry, technology-economical development of coal industry, technology of under-open-cut deposits of kimberlite pipes in Yakutia under complex hydro-geological conditions, modeling of tall chambers stability with mining methods of iron-ore deposits with consolidating backfilling, substantiation of pillar chambers parameters of gypsum mines. Laws of stresses in frame support are given talking into account mine workings depth.

Адреса організаційного комітету:

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

ISBN 978-966-350-232-8

© Національний гірничий університет, 2010

ЗМІСТ

Бондаренко В.И., Грядущий Ю.Б., Ковалевская И.А., Коваль А.И., Симанович Г.А. Проблема охраны выемочных выработок в слоистом массиве слабых пород при отработке тонких угольных пластов 5
Бузило В.И., Васильєв В.Е., Кошка А.Г., Наливайко Я.М., Сердюк В.П. Оценка состояния горного массива при разработке сближенных пластов 16
Ильяшов М.А., Агафонов А.В., Боднарь А.А., Кочерга В.Н. О корректировке учета метанообильности выработок при интенсивной разработке тонких пологих угольных пластов 25
Кузьменко А.М., Фурман А.И., Усатый В.Ю. Моделирование устойчивости формы высоких очистных камер при системах разработки железорудных месторождений с твердеющей закладкой 30
Филатьев М.В., Антощенко Н.И., Сятковский С.Л. Влияние глубины ведения очистных работ на максимальное сдвижение земной поверхности при отработке угольных пластов 39
Окалелов В.Н., Павлов В.И., Подлипенская Л.Е., Бубунец Ю.В., Долгопятенко С.И. Управление распределением воздуха в комплексно-механизированных лавах, отрабатывающих высокогазоносные угольные пласты 46
Халимендик Ю.М., Бруй А.В., Халимендик В.Ю. Поддержание сопряжения лавы со штреком – основа устойчивости поддерживаемых выработок 53
Никонец В.И. Комплексный анализ как важнейший инструмент управления проектами рудных шахт 59
Коваль А.И., Демченко С.И., Тарадай В.И., Тищенко П.В., Богатырев Ю.Л. Энергетическая безопасность подземных работ. Компенсация реактивной мощности 63
Кузьменко А.М., Рябичев В.Д., Почепов В.Н. Значение уровня технологичности подготовки запасов на эффективность применения высокопроизводительных очистных комплексов при разработке тонких угольных пластов 70
Дичковський Р.О., Фальштинський В.С., Руських В.В., Тимошенко Є.В. Система імітаційного відтворення процесів високомеханізованого виймання тонких вугільних пластів 79
Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Топчий С.Е., Гребенкина А.С. Основные направления и перспективы эколого-экономического развития угольной отрасли 88
Андреев М.Н., Богуславский Э.И. Технология разработки подкарьерных запасов кимберлитовых трубок Якутии в сложных гидрогеологических условиях 96
Малеев Н.В., Мартынов А.А., Яковенко А.К. Компьютерная технология прогнозирования и разработки мер по улучшению тепловых условий на выемочных участках глубоких шахт 103
Котляров А.К., Фрундин В.Е. Экспериментальные исследования термокондуктометрического датчика с неизолированным сравнительным элементом 114
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Корж П.П. Влияние глубины расположения пластовой выработки на изменение горизонтальных напряжений в слоистом массиве 119
Голинько В.И., Лебедев Я.Я., Новикова Е.А. Анализ процесса пылеобразования при добыче и транспортировке полезных ископаемых 126
Заболотний К.С., Жупієв О.Л., Панченко О.В. Дослідження напружено-деформованого стану барабанів бобінних підіймальних машин з гумотросовим канатом 136
Лукаш Н.Н. Механизм взрывного разрушения скальных горных пород 146
Бондаренко В.И., Овчинников Н.П., Чернуха Л.И. Исследование процесса образования газогидрата метана в лабораторных условиях на установке ОНП-1 154
Krowiak A. Issues of the division of variable costs of the ventilation of a deep mine into individual exploitation excavations 161
Антощенко Н.И., Чирок А.П. Применение теории импульсных процессов для моде- 170

лирования состояния пород в зоне влияния горной выработки
Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Свистун Р.Н., Фомичева Л.Я. Закономерности связи приведенных напряжений в рамной крепи с глубиной расположения пластовой подготовительной выработки 179
Улицький О.А., Рябічев В.Д. Визначення пріоритетних факторів екологічного ризику підприємств вугільного сектору для навколишнього середовища та здоров'я населення 184
Савельєва Т.С., Савельєв В.А., Дяченко А.П., Морозова Т.И. Обоснование параметров камер и целиков гипсовых рудников 189
Кузьменко А.М., Козлов А.А., Хейло А.В. Влияние расположения горных выработок в выемочном поле на напряженно-деформируемое состояние горного массива в зоне ведения очистных работ 195
Коровяка Е.А., Дьячков П.А., Осипова Т.В., Токарь Л.А. Область эффективного применения трубчатых ленточных конвейеров в условиях Западного Донбасса 201
Rajwa S. Dobór konstrukcji stojaka w aspekcie pracy obudowy zmechanizowanej 211
Кольцов І.Б., Панченко В.І., Рибалко А.Я. Аналіз використання кінетичного накопичувача енергії з позиції зменшення втрат енергії 225
Муха О.А., Пугач И.И., Панченко А.А. Оценка эффективности применения отпорной податливой крепи при проветривании горных выработок шахты «Днепровская» ОАО «Павлоградуголь» 232
Кириченко В.Я. Металлорамные штрековые крепи нового технического уровня 241
Гайдай А.А., Фомичев В.В. Оптимизация физико-механических параметров композиционного топлива при его окусковании 267
Бондаренко В.И., Денисов С.Л. Влияние скорости подвигания лавы на состояние основной кровли в условиях Западного Донбасса 273
Кузьменко А.М., Петлеваный М.В., Усатый В.Ю. Влияние тонкоизмельченных фракций шлака на прочностные свойства твердеющей закладки 278
Яворский В.Н., Яворский А.В., Денисов С.Л. Перспективы безлюдной выемки угольных целиков под охраняемыми объектами 284
Мальцев Д.В. Ресурсосберегающая технология буровзрывных работ при очистной добычи урановых руд Украины 290
Медяник В.Ю., Медяник Ю.А. Эффективность от применения комбинированной системы разработки пологих угольных пластов на больших глубинах 296
Лебедев Я.Я., Яворская Е.А. Обоснование схем вентиляции для проветривания марганцевых шахт 311
Горова А.І., Павличенко А.В., Кулина С.Л., Шкреметко О.Л. Біоіндикаційна оцінка впливу викидів дегазаційних установок на стан об'єктів довкілля (на прикладі Червоноградського гірничопромислового регіону) 317
Тимощук В.И., Демченко Ю.И., Тишков В.В. Исследование техногенной проницаемости породных массивов в окрестности пространства выгазовывания на численных геомеханических моделях 325
Клец А.П., Ширин Л.Н., Федоренко Э.А. Способы извлечения шахтного метана 331
Сулаев В.И. Исследование вывалообразования пород в рабочем пространстве очистных забоев при различных способах управления кровлей 339
Салли С.В., Вилянский А.В. Модель выбора мощности шахты при корпоративной отработке запасов 345
Лозинський В.Г., Саїк П.Б., Паваленко О.В., Кошка Д.О. Аналіз сучасного стану і перспективи промислового застосування свердловинної підземної газифікації вугілля в Україні 351
Білецький В.С., Гайко Г.І. Проблеми збереження культурної спадщини гірників та дослідження історії гірництва в Україні 364
Відомості про авторів 375

ПРИВЕТСТВУЕМ

Уважаемые коллеги!

Проведение научно-практических конференций, изучение опыта передовых предприятий отечественных и зарубежных партнеров всегда целесообразно в любых проявлениях. Но особенно это важно, когда такие мероприятия проводятся высокопрофессионально и носят системный характер.

Добрым примером тому является Международная научно-практическая конференция «Школа подземной разработки», которая была основана в 2007 году, и уже четвертый раз подряд проводится по инициативе одноименной кафедры Национального горного университета.

Всемирное признание «Школы...» подтверждается публикациями научных трудов конференции на английском языке в одном из признанных изданий CRC Press Taylor & Francis Group Boca Raton London New York Leiden.

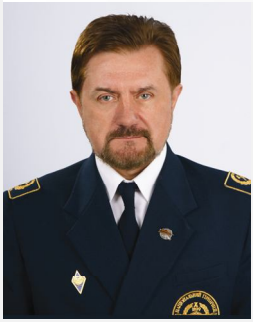
Желаю участникам конференции плодотворной творческой работы на благо научно-технического прогресса в угольных и горнорудных промышленностей всех стран, принимающих участие в этой конференции.

Выражаю уверенность в дальнейшем динамическом развитии «Школы подземной разработки» и желаю расширения участников конференции из США, Австралии, Китая, ЮАР, Канады, Индии и др.

С уважением,

Первый заместитель
Министра угольной
промышленности Украины **Ю.Я. Чередниченко**

ПРИВЕТСТВУЕМ



Д-р техн. наук, проф.
В.И. Бондаренко

Д-р техн. наук, проф.
В.И. Бузило

Д-р техн. наук, проф.
А.М. Кузьменко

Д-р техн. наук, проф.
И.А. Ковалевская

Уважаемые участники конференции!

С огромным удовольствием приветствуем Вас на IV Международной научно-практической конференции «Школа подземной разработки – 2010», которая по традиции проходит в начале осени на Южном берегу Крыма в живописном уголке Украины.

Школа как общественная организация и Вы – её активные участники с каждым годом приобретаем всё большее признание и уважение в широком кругу специалистов горнодобывающих отраслей Украины, ближнего и дальнего зарубежья. На наш взгляд, это объективная реальность, обусловленная консолидацией ученых, проектировщиков и горных инженеров – руководителей горнодобывающих предприятий на решение научно-технических задач и достижения основной цели – повышения эффективности и безопасности ведения подземных горных работ на шахтах и рудниках.

Информация о новых научно-технических достижениях последних лет представлена в ежегодных материалах конференций в 274 статьях, более чем на 2000 страницах в 5-ти томах.

Особым успехом мы считаем издание в этом году материалов конференции «Новая техника и технология в горном деле» всемирно известным издательством CRC Press Taylor & Francis Group A BALKEMA BOOK, London, UK. Научные труды конференции «Школа подземной разработки – 2010» разосланы издательством из Лондона по всем континентам, в горнодобывающие страны, а также размещены в сети Internet.

В этом году будут заслушаны и обсуждены интересные доклады, относящиеся к применению новых, инновационных технологий при подземной разработке угольных месторождений Украины. России, Польши и Германии.

Мы убеждены, что обстоятельные доклады, эмоциональные выступления, обмен информацией, научные дискуссии и дружеские беседы позволят получить новые знания, и оставят неизгладимые впечатления о работе конференции.

Дорогие коллеги, мы рады снова видеть Вас на нашей конференции.

С уважением,

Организаторы Школы

УДК 622.28:622.257.14

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

ПРОБЛЕМА ОХРАНЫ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛОИСТОМ МАССИВЕ СЛАБЫХ ПОРОД ПРИ ОТРАБОТКЕ ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведено обґрунтування ресурсозберігаючих умов підтримки виїмкових виробок на базі оптимізації і вибору параметрів охоронної литої смуги з розвантажувальною порожниною регульованої геометрії при механізованому способі її зведення.

Приведено обоснование ресурсосберегающих условий поддержания выемочных выработок на базе оптимизации и выбора параметров охранной литой полосы с разгрузочной полостью регулируемой геометрии при механизированном способе ее возведения.

Substantiation of resource-saving conditions for maintenance of extraction workings is presented based upon optimization and selection of protective cast strips with relief cavity of controlled geometry with mechanized method of its erection.

Современные представления о механизме сдвижения слоистой углевмещающей толщи пород в окрестности выемочной выработки однозначно указывают на важную роль способа ее охраны в плане поддержания в эксплуатационном состоянии с перспективой повторного использования. Проанализировав геомеханические аспекты работы существующих охранных конструкций, выбор сделан в пользу охранной литой полосы с регулируемой разгрузочной полостью (см. рис.), в наибольшей степени отвечающей требованиям ресурсосберегающего обеспечения устойчивого состояния выемочного штрека: непосредственный контакт с рамной крепью для предотвращения изгиба ее стойки; разгрузка приконтурных пород осуществляется исключительно за счет разгрузочной полости без искусственного ослабления прочностных свойств приштрековой части полосы; опорная и разгрузочная части полосы работают без разрушения и деформируются как единая конструкция, что повышает устойчивость породной бермы штрека; наличие ряда геометрических параметров (ширина полосы l_1, ширина разгрузочной полости l_2, функция изменения ее высоты δ по ширине полосы), которые регулируются в соответствии с горно-геологической ситуацией поддержания выемочной выработки; возможность полной механизации работ по возведению полосы: применением апробированной на шахтах Западного Донбасса технологии приготовления, транспортировки и укладки во внутриопалубочное пространство твердеющей смеси способом «сухого» торкретирования.

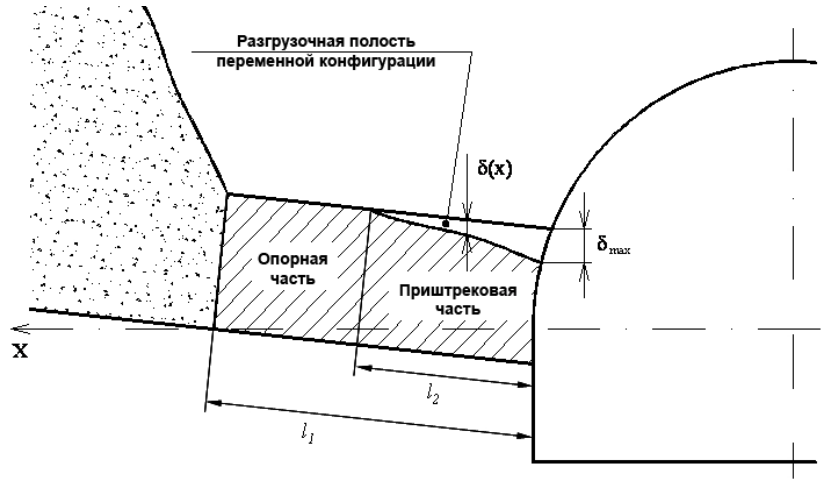


Рис. Схема литой полосы с разгрузочной полостью

Анализ современных исследований геомеханических процессов в окрестности выемочного штрека позволил их смоделировать в принципиально новой пятиэлементной схеме, включающей: слоистую надугольную толщу в пределах зоны шарнирно-блокового сдвижения и первый породный слой зоны плавного опускания без разрыва сплошности; зону беспорядочного обрушения непосредственной слоистой кровли; охранную литую полосу с разгрузочной полостью регулируемой геометрии; рамную крепь штрека с межрамным ограждением и забутованным закрепным пространством; краевую часть слоистой углевмещающей толщи со стороны смежного выемочного участка. Созданная на этой основе геомеханическая модель удовлетворяет основным требованиям по повышению достоверности описания реальных процессов сдвижения углевмещающего массива пород Западного Донбасса: моделирование слоистой углевмещающей толщи переменной мощности и деформационных характеристик слагающих породных слоев; проскальзывание породных слоев в окрестности краевой части угольного пласта; изменение механических характеристик по мощности зоны беспорядочного обрушения; оценка устойчивости породной бермы; условие совместности перемещений всех элементов геомеханической системы; изменяющаяся геометрия охранной литой полосы. В связи с чрезвычайной сложностью такой геомеханической модели расчет ее НДС выполнен методом конечных элементов с помощью современных компьютерных программ и их приложений.

Следующим этапом исследований явилось обоснование геомеханических и горнотехнических параметров модели на предмет оценки степени их влияния на НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» в диапазоне изменения, характерном для угольных пластов Западного Донбасса: структуры и механических характеристик углевмещающей толщи пород вплоть до первого породного слоя зоны плавного прогиба без нарушения сплошности включительно; мощности и де-

формационных характеристик пород зоны беспорядочного обрушения и ширины области разупрочненных пород со стороны смежного выемочного участка; мощности, механических характеристик и угла падения угольного пласта; геометрических параметров крепи выемочного штрека и его расположения относительно угольного пласта (верхняя и нижняя подрывка), геометрических и механических параметров литой полосы с разгрузочной полостью. В результате построена и обоснована обобщенная механическая модель системы для условий угольных пластов Западного Донбасса, в которой часть переменных параметров принята с усредненными значениями, если диапазон колебаний максимумов приведенных напряжений во всех элементах системы не превышает 10% (допустимой погрешности при горнотехнических расчетах), или введены поправочные коэффициенты, если отклонения приведенных напряжений превышают 10%.

В результате расчетов установлено существенное влияние (до нескольких сотен процентов) на НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» (помимо глубины разработки H) трех групп факторов: модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи; размеров и деформационных характеристик разупрочненных пород вокруг выемочного штрека; геометрических параметров охранной литой полосы с разгрузочной полостью. Поэтому последующие этапы исследований посвящены выявлению закономерностей влияния на НДС элементов системы перечисленных выше факторов.

Для установления зависимостей максимумов приведенных напряжений (по величине которых производится дальнейший прочностной расчет) в элементах системы от глубины расположения выработки и модулей деформации породной толщи было выполнено и проанализировано ряд расчетов, результаты которых сводятся к следующему.

Охранная литая полоса

Нагрузка на полосу в большей степени определяется соотношением модулей деформации породных слоев непосредственной и основной кровли: чем выше жесткость породных слоев основной кровли по отношению к слоям непосредственной кровли, тем ниже деформации прогиба основной кровли и нагрузка на обрушенные породы распределяется более равномерно со снижением величины опорного давления на литую полосу. В зависимости от соотношения модулей деформации этих слоев максимум приведенных напряжений в литой полосе изменяется до 3,2 раза. Также соотношение модулей деформации породных слоев основной и непосредственной кровли влияет на динамику роста максимумов приведенных напряжений с увеличением глубины разработки. Примечательным является факт «глубокой» разгрузки прилегающих к раме элементов системы за счет конструктивных особенностей литой полосы с разгрузочной полостью: по сравнению с опорной частью полосы приведенные напряжения снижаются в 2,4…6,3 раза уже при высоте щели 0,2 м.

В итоге на основе корреляционно-дисперсионного анализа многовариантных расчетов НДС системы получено уравнение регрессии для определения максимума приведенных напряжений литой полосы с разгрузочной полостью, приведенное в работе [1].

Породная берма

Приведенные напряжения в породной берме во многом определяются нагрузкой на литую полосу, поэтому тенденции связи их максимумов с геомеханическими параметрами системы, отчасти схожи с таковыми для литой полосы (диапазон изменения до 2,5 раз), но имеется и ряд отличий: во-первых, чем жестче породы почвы пласта, тем больше (при одной и той же деформации) напряжения в берме; во-вторых, более жесткие слои непосредственной кровли создают повышенную концентрацию НДС в опорной зоне со стороны смежного выемочного участка, что провоцирует повышенное НДС и в берме. Также отличается связь с глубиной, стабильно близкая к линейной.

На основе результатов проведенных расчетов получено уравнение регрессии для определения максимума приведенных напряжений в породной берме выемочного штрека

$$\sigma_{max}^{\delta} = \left\{\left[0{,}265 + 0{,}055\cdot 10^{-4}\left(E_2^I + 0{,}4E_3^I - 1{,}2E_1^I\right)\right]\frac{H}{100} + 7{,}14\cdot 10^{-4}\left(h^{II}\cdot L_1\right)^{0{,}3}\times\right.$$

$$\times\left(0{,}8E_1^{об} + 0{,}5E_2^{об} + 0{,}2E_3^{об}\right)\left(\frac{0{,}5E^{поч} + 0{,}7E_1^{II} + E_2^{II}}{1{,}5E_1^I + E_2^I}\cdot\frac{H}{100}\right)^{0{,}7} +$$

$$\left. + 0{,}15\cdot 10^{-2}\sqrt{E^{поч}\frac{H}{100}}\right\} l_1^{0{,}84}\cdot l_2^{-1{,}25}\cdot\delta^{-0{,}82},$$

где $E^{поч}$, $E^{об}$ и E – модули деформации пород почвы, обрушенных пород и породных слоев, соответственно;

h^{II} – высота зоны беспорядочного обрушения пород;

L_1 – ширина области нарушенных пород со стороны смежного выемочного участка;

I, II и 1, 2, 3 – номера зон пятиэлементной системы и номера породных слоев кровли, соответственно.

Здесь геометрические параметры представляются в метрах, а деформационные характеристики в МПа.

Рамная крепь

Выявлена достаточная стабильность расположения максимумов приведенных напряжений по контуру рамы независимо от геомеханических параметров системы: $\sigma_{max}^{P.1}$ – замок свода рамы; $\sigma_{max}^{P.2}$ – район опоры стойки рамы со стороны выработанного пространства на высоте 0,2...0,5 м от почвы; $\sigma_{max}^{P.3}$ – район замка соединения стойки и верхняка рамы со стороны выработанного пространства на высоте 2,0...2,2 м от почвы; $\sigma_{max}^{P.4}$ – район пяты свода со стороны смежного выемочного участка на

высоте 1,2...1,4 м от почвы; $\sigma_{max}^{P.5}$ – район прямолинейной части стойки со стороны смежного выемочного участка на высоте 0,7...0,9 м от почвы. В зависимости от сочетания геомеханических факторов и параметров литой полосы наибольшая величина максимума приведенных напряжений может действовать в любом из пяти отмеченных участков контура рамы, но тенденции их связи с глубиной разработки достаточно постоянны: во-первых, определенная нелинейность зависимостей напряжений от глубины обусловлена тем, что с ростом глубины в формирование нагрузки на крепь вовлекаются все более обширные области углевмещающей толщи; во-вторых, при повышенной жесткости породных слоев основной кровли снижаются деформации их прогиба над выработкой, и формируется пониженная нагрузка на крепь; в-третьих, повышенная жесткость непосредственной кровли и почвы более интенсивно ограничивает перемещения основной кровли и снижает нагрузку на крепь. Модули деформации породных слоев изменяют максимумы приведенных напряжений до 1,4…3,4 раз на различных участках контура рамы.

В результате корреляционно-дисперсионного анализа массива расчетных данных НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» получены уравнения регрессии для определения максимума приведенных напряжений в пяти характерных участках рамы, два из которых ($\sigma_{max}^{P.1}$ и $\sigma_{max}^{P.2}$) приведены в работе [2], а уравнения регрессии для определения $\sigma_{max}^{P.3}$, $\sigma_{max}^{P.4}$ и $\sigma_{max}^{P.5}$ изложены ниже.

Третий постоянно действующий максимум $\sigma_{max}^{P.3}$ приведенных напряжений, возникающий в районе замка рамы со стороны выработанного пространства, также имеет тесную связь с геометрическими параметрами литой полосы – величина $\sigma_{max}^{P.3}$ может изменяться до 3 раз в пределах исследуемого диапазона переменных l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, и δ.

Геомеханические факторы также оказывают существенное влияние на величину максимума $\sigma_{max}^{P.3}$, которое во многом аналогично уже описанным тенденциям максимумов $\sigma_{max}^{P.1}$ и $\sigma_{max}^{P.2}$ [2]. По набранной статистике расчетов НДС системы определено следующее уравнение регрессии

$$\sigma_{max}^{p.3} = 0{,}23\frac{\left(0{,}34+0{,}23\sqrt{\frac{H}{100}}\right)L_1^{0{,}23}}{l_1^{0{,}12}\cdot l_2^{0{,}5}\cdot\delta^{0{,}35}\cdot h^{II}}\Big[42{,}1-\big(3{,}18E_1^I+1{,}35E_2^I+0{,}96E_3^I+$$

$$+3{,}52E_1^{II}+4{,}11E_2^{II}\big)\cdot 10^{-4}\Big]\frac{H}{100}\cdot\frac{0{,}6E_1^{об}+0{,}5E_2^{об}+0{,}2E_3^{об}}{\left(E^{поч}+0{,}7E_1^{II}+0{,}5E_2^{II}\right)^{0{,}15}}.$$

Со стороны смежного выемочного участка по контуру рамной крепи также возникают два максимума σ_{max}^{P}. Первый из них – $\sigma_{max}^{P.4}$ находится в районе пяты свода рамы и характеризуется пониженной теснотой связи с параметрами литой полосы по сравнению с предыдущими максимумами, что обусловлено некоторым удалением $\sigma_{max}^{P.4}$ от зоны интенсивного влияния литой полосы. Тем не менее, в исследуемом диапазоне геометрические параметры литой полосы способны изменить величину $\sigma_{max}^{P.4}$ до 2,3 раз за счет взаимовлияния друг на друга деформаций рамы на различных участках ее контура.

Среди особенностей влияния геомеханических факторов на величину $\sigma_{max}^{P.4}$ следует отметить такие.

Во-первых, прогиб породных слоев основной кровли меньше, чем для других координат рамы и влияние соотношения деформационных характеристик слоев несколько ослабевает.

Во-вторых, к рассматриваемому участку контура рамы приближена зона опорного давления, усиливающая влияние жесткости породных слоев основной и непосредственной кровли, а также повышающая степень нелинейности связи $\sigma_{max}^{P.4}$ с глубиной разработки H из-за интенсивных деформаций неоднородного слоистого массива в зоне опорного давления.

Корреляционная зависимость для $\sigma_{max}^{P.4}$ имеет вид

$$\sigma_{max}^{P.4} = 0{,}073\left[25{,}3-\left(2{,}34E_1^I+1{,}75E_2^I+1{,}21E_3^I\right)\cdot 10^{-4}\right]\frac{H}{100}\left(0{,}12+0{,}31\sqrt{\frac{H}{100}}\right)\times$$

$$\times\frac{\left(0{,}3E^{поч}+0{,}6E_1^{II}+0{,}4E_2^{II}\right)^{0{,}16}}{\left(h^{II}\right)^{0{,}72}\cdot L_1^{0{,}31}\cdot l_2^{0{,}4}\cdot\delta^{0{,}24}}\left(0{,}2E_1^{об}+0{,}6E_2^{об}+0{,}3E_3^{об}\right)^{0{,}8}.$$

Последний максимум приведенных напряжений $\sigma_{max}^{P.5}$, стабильно действующий в районе прямолинейной части стойки рамной крепи со стороны смежного выемочного участка, имеет аналогичные тенденции изменения в сравнении с максимумом $\sigma_{max}^{P.4}$. Теснота связи величины $\sigma_{max}^{P.5}$ с геометрическими параметрами литой полосы несколько ниже по отношению к функции $\sigma_{max}^{P.4}$ (l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, δ), что вполне объяснимо нейтрализующим воздействием расположенной рядом зоны опорного давления. Поэтому регулированием геометрических параметров литой полосы мы можем добиться изменения $\sigma_{max}^{P.5}$ только до 2 раз.

Связь максимума $\sigma_{max}^{P.5}$ с геомеханическими факторами имеет те же тенденции, что и для максимума $\sigma_{max}^{P.4}$. Отличия заключаются в более усиленном влиянии деформационных характеристик породных слоев непосредственной кровли и почвы, а также ширины L_1 области нарушенных пород со стороны смежного выемочного участка, что объясняется повышенной интенсивностью воздействия зоны опорного давления.

Для максимума $\sigma_{max}^{P.5}$ установлена следующая корреляционная зависимость

$$\sigma_{max}^{P.5} = 0{,}018\left[21{,}5 - \left(2{,}07E_1^I + 1{,}51E_2^I + 1{,}12E_3^I\right)\cdot 10^{-4}\right]\frac{H}{100}\left(0{,}08 + 0{,}33\sqrt{\frac{H}{100}}\right)\times$$

$$\times\left(0{,}7E_1^{об} + 0{,}4E_2^{об} + 0{,}2E_3^{об}\right)\frac{\left(0{,}6E^{поч} + 0{,}7E_1^{II} + 0{,}2E_2^{II}\right)^{0{,}22}}{\left(h^{II}\right)^{0{,}65}\cdot L_1^{0{,}42}\cdot l_2^{0{,}35}\cdot \delta^{0{,}21}}.$$

Анализ закономерностей изменения максимумов приведенных напряжений в рамной крепи приводит к трем основным выводам:

– наблюдается существенное влияние геометрических параметров литой полосы на величину всех максимумов $\sigma_{max}^{P.i}$ ($i = 1,...,5$), действующих по контуру рамной крепи. Более эффективное регулирование максимумов $\sigma_{max}^{P.i}$ в раме имеет место со стороны выработанного пространства (до 3,1...4,5 раз в диапазоне исследуемых интервалов l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, и δ). Менее интенсивное воздействие (до 2,0...2,3 раз) геометрических параметров литой полосы происходит для максимумов в рамной крепи, расположенных со стороны смежного выемочного участка;

– за исключением максимума $\sigma_{max}^{P.1}$ в замке свода рамы, имеют место качественно одинаковые закономерности влияния геометрических параметров литой полосы, что позволит одновременно снижать четыре максимума $\sigma_{max}^{P.i}$ при регулировании параметров l_1, $\frac{l_2}{l_1}$, и δ в одном направлении;

– необходимость управления НДС рамной крепи обусловлена тем, что все пять максимумов превышают предел текучести материала рамы Ст.5 (σ_T = 270 МПа) при определенных сочетаниях геомеханических факторов и геометрических параметров литой полосы, что приводит к потере устойчивости рамной крепи и выемочного штрека в целом.

Для установления зависимостей максимумов приведенных напряжений в элементах системы от параметров зоны разупрочненных пород в окрестности выемочного штрека по многовариантным расчетам получены следующие результаты. Общей закономерностью для литой полосы породной бермы и рамной крепи является передача (от основной кровли) нагрузки, пониженной по величине и более равномерно распределенной, за счет усиления демпфирующего эффекта при уменьшении модуля деформации разупрочненных пород. Рост размеров области разупрочненных пород увеличивает нагрузку на литую полосу и, соответственно, породную берму, что также вызывает рост напряжений в районе опоры стойки рамы. Остальные максимумы по контуру рамы уменьшаются, так как растет зона разгрузки, в которой располагается выемочный штрек. В целом, максимумы приведенных напряжений во всех перечисленных элементах системы, определяющих устойчивость выемочного штрека, изменяются в диапазоне до 2,0…3,5 раз в зависимости от параметров зоны разупрочненных пород.

Третьей группой исследований закономерностей связи максимумов приведенных напряжений в литой полосе, породной берме и рамной крепи с геометрическими параметрами литой полосы установлено следующее. Первой общей чертой исследуемых тенденций является стабильность функций их связи вне зависимости от геомеханических факторов системы. Вторая общая черта указывает на нелинейное снижение максимумов приведенных напряжений в перечисленных элементах системы при увеличении ширины охранной полосы, что объясняется ее неравномерным нагружением опускающимися породными слоями основной кровли. Влияние геометрии разгрузочной полости имеет разные тенденции влияния на НДС элементов системы. В литой полосе с увеличением размеров разгрузочной полости часть нагрузки передается на опорную область полосы, что вызывает рост максимумов приведенных напряжений. За счет регулирования параметров литой полосы (в интервале $1\text{ м} \le l_1 \le 3$ м; $0{,}4 \le l_2 / l_1 \le 0{,}6$; $0{,}1\text{ м} \le \delta \le 0{,}3$ м) можно изменять максимум приведенных напряжений до 2,8 раз. В породной берме наблюдается обратный эффект, когда при увеличении отношения ширины разгрузочной полости и полосы, а также увеличении высоты разгрузочной полости максимум приведенных напряжений резко падает, что объясняется следующими причинами. Максимум приведенных напряжений располагается, как правило, в ближней к стойке рамы области. Здесь в определенной мере прослеживается аналогия с классической теорией П.М. Цимбаревича о формировании призм сползания в боках выработки. Поэтому образование над призмой сползания разгрузочной полости приводит к интенсивному снижению нагрузки на наиболее неустойчивую часть породной бермы, примыкающей к выработке. В совокупности геометрические параметры литой полосы способны изменить максимум приведенных напряжений в породной берме до 5,9 раз. В рамной крепи, по закономерностям влияния параметров литой полосы, в целом представляется возможность регулировать все пять максимумов до 2,0…4,5 раз.

Таким образом, доказано, что регулированием параметров литой полосы с разгрузочной полостью можно управлять в широком диапазоне НДС элементов системы, определяющих устойчивое состояние выемочного штрека. При этом диапазон управ-

ления соизмерим с интервалом влияния геомеханических факторов на состояние элементов системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса».

По выявленным с помощью корреляционно-дисперсионного анализа закономерностям связи максимумов проведенных напряжений в литой полосе, породной берме, рамной крепи с геомеханическими факторами и параметрами полосы приведена оптимизация регулируемых геометрических параметров охранной литой полосы по критериям устойчивого состояния основных элементов системы $\sigma_{max}^{П} \le \sigma_{сж}^{П}$; $\sigma_{max}^{\delta} \le \sigma_{сж}^{поч}$; $\sigma_{max}^{P} \le \sigma_{T}$.

Выполненный комплекс расчетов показал, что регулирование геометрических параметров охранной литой полосы в диапазоне $l_1 = 1...3$ м, $l_2 / l_1 = 0{,}4...0{,}6$; $\delta = 0{,}1...0{,}3$ м обеспечивает устойчивость выемочного штрека на глубинах до 600...800 м. При этом целостное состояние литой полосы обеспечивают твердеющие составы, которые подбираются по требуемой прочности на сжатие.

Как правило, на глубинах разработки до 600...800 м требуемая прочность на сжатие материала литой полосы не превышает 15...20 МПа, что не представляет затруднений при дозировке составов твердеющих смесей с различными типами вяжущих материалов.

Выводы

1. Обоснована целесообразность применения на угольных пластах Западного Донбасса способа охраны повторно используемых выемочных штреков литой полосой с разгрузочной полостью. При этом ресурсосбережение реализуется посредством управления геомеханическими процессами в окрестности выемочного штрека за счет регулирования параметрами литой полосы в соответствии с характером проявлений горного давления, а регулирование параметров полосы осуществляется с помощью механизированной крепи-опалубки, исключающей ручной труд.

2. В соответствии с современными представлениями об особенностях проявлений горного давления при развитии очистных работ на выемочном участке выделены основные элементы, обязательные к учету и совместному рассмотрению для наиболее достоверного описания процессов сдвижения пород надугольной толщи в окрестности выемочного штрека: зона шарнирно-блокового перемещения пород, зона беспорядочного обрушения, непосредственная почва пласта, охранная литая полоса с разгрузочной полостью, рамная крепь штрека с межрамным ограждением и забутованным закрепным пространством, близлежащие слои пород смежного выемочного участка. Эти элементы отражены в разработанной геомеханической модели системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса», в которой выполнено обоснование комплекса факторов:

– установлены интервалы изменения горно-геологических и горнотехнических параметров исследуемой системы, наиболее объективно отражающих условия разработки угольных пластов Западного Донбасса;

– доказано, что наиболее адекватно рассматривать слоистую углевмещающую

толщу в краевой части пласта с возможностью проскальзывания породных слоев относительно друг друга по плоскостям напластования. При этом подтверждено непротиворечие результатов тестового моделирования основным положениям современных исследований геомеханических процессов в окрестности выемочного штрека;

– доказано, что в интервале $m^y = 0{,}7...1{,}2$ м наиболее характерного (для угольных пластов Западного Донбасса) диапазона изменения мощности пласта (с учетом присечки пород кровли) колебания компонент поля напряжений во всех элементах системы не превышает 10%, а в большинстве расчетных вариантов составляет 1...4%. Это обосновывает целесообразность использования в геомеханической модели постоянной усредненной мощности угольного пласта $m^y = 1{,}0$ м;

– установлено, что в диапазоне изменения деформационных свойств угольных пластов Западного Донбасса колебания НДС всех элементов системы не выходит за рамки 10%, то есть находятся в пределах допустимой точности горнотехнических расчетов. Это является обоснованием использования в геомеханической модели усредненных деформационных характеристик угольного пласта: модуль деформации $E^y = 0{,}35 \cdot 10^4$ МПа, коэффициент Пуассона $\mu^y = 0{,}3$;

– доказана возможность описания структуры надугольной толщи угольных пластов Западного Донбасса обобщенной геомеханической моделью. При этом обоснованы поправочные коэффициенты для расчета НДС рамной крепи в зависимости от диапазона колебаний модулей деформации E_i^j слагающих породных слоев: 1,1 – однородные слои; 1,15 – изменение E_i^j до 5 раз; 1,20 – изменение E_i^j до 10 раз.

3. Установлено, что максимум приведенных напряжений σ_{max}^{Π} (по которым производится прочностной расчет) в литой полосе изменяется до 3,2 раз в зависимости от соотношения модулей деформации породных слоев основной и непосредственной кровли: наибольшая нагрузка на литую полосу проявляется при пониженной жесткости породных слоев основной кровли и повышенной жесткости породных слоев непосредственной кровли и почвы, минимальная нагрузка формируется в диаметрально противоположных условиях, когда жесткие породные слои основной кровли ограничивают в некоторой степени нагрузку на литую полосу:

– выявлены три закономерности роста $\sigma_{max}^{\Pi}(H)^K$ с увеличением глубины H разработки: близкая к линейной ($K = 1$) при однородной надугольной толще; степенная с пониженной интенсивностью роста ($K < 1$) при пониженной жесткости непосредственной кровли и повышенной жесткости основной кровли; степенная с повышенной интенсивностью роста ($K > 1$) при повышенной жесткости непосредственной кровли и пониженной жесткости основной кровли;

– наличие разгрузочной полости в литой полосе позволяет снижать интенсивность поля напряжений в районе стойки рамы от 2,4 до 6,3 раз по сравнению с опорной частью полосы. Такую степень разгрузки приконтурной зоны невозможно достигнуть в существующих конструкциях жестко-податливых охранных сооружений.

4. В рамной крепи выемочного штрека независимо от геомеханических параметров его поддержания (степень влияния в диапазоне изменения от 1,4 до 3,4 раз) стабильно возникают (с достаточно постоянными координатами расположения по контуру рамы) пять максимумов $\sigma_{max}^{P.i}\left(i=1,...,5\right)$ приведенных напряжений.

В зависимости от сочетания геомеханических факторов и параметров литой полосы наибольшая величина максимума $\sigma_{max}^{P.i}$ может действовать в любом из пяти отмеченных участков контура рамы, что учтено при оптимизации НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса».

5. Комплекс исследований особенностей влияния геометрических и деформационных параметров зоны разупрочненных пород в окрестности выемочного штрека на НДС системы выявил два факта:

– во-первых, в углевмещающей толще отмечена достаточная стабильность тенденций связи НДС системы с геомеханическими факторами вне зависимости от параметров зоны запредельного состояния;

– во-вторых, максимумы приведенных напряжений в литой полосе и рамной крепи изменяются до 2,0...3,5 раз в зависимости от геометрических параметров и, особенно, деформационных характеристик области разупрочненных пород; степень этой связи соизмерима с влиянием глубины разработки.

6. Доказана эффективность управления НДС элементов системы, определяющих устойчивость выемочного штрека, посредством регулирования параметрами литой полосы с разгрузочной полостью. Установлено, что в диапазоне изменения геометрических параметров литой полосы (ширина полосы 1 м $\le l_1 \le$ 3 м; относительная ширина разгрузочной полости $0{,}4 \le l_2 / l_1 \le 0{,}6$; высота разгрузочной полости 0,1 м $\le \delta \le$ 0,3 м) представляется возможным регулировать максимумы приведенных напряжений: в литой полосе – до 2,8 раз; в породной берме – до 5,9 раз; в рамной крепи по всем пяти максимумам – от 2,0 до 4,5 раз. Такой диапазон управления соизмерим со степенью влияния геомеханических факторов на НДС элементов системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса».

Список литературы

1. Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. Управление напряженным состоянием охранной полосы выемочной выработки //Матер. междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Д.: ЛізуновПрес, 2009. – С. 486-496.

2. Закономерности изменения НДС рамной крепи при регулировании параметров литой полосы с разгрузочной щелью / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, А.И. Коваль //Матер. междунар. конф. «Форум гірників». – Д.: НГУ, 2008. – С. 60-63.

УДК 622.083

© В.И. Бузило, В.Е. Васильев,
А.Г. Кошка, Я.М. Наливайко,
В.П. Сердюк

ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ РАЗРАБОТКЕ СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ

Наведено основні принципи оцінки стану гірського масиву при відробці наближених пластів методом граничних елементів.

Приведены основные принципы оценки состояния горного массива при разработке сближенных пластов методом граничных элементов.

Basic principles of estimation of the state of rock massif are shown during mining of adjacent seams, by the finite-element method.

В развитии изучения напряженно-деформированного состояния массива применительно к разработке свиты пластов можно выделить два основных направления.

Первое связано с представлением породного массива как сплошной среды, обладающей упругостью, пластичностью, реологическими свойствами. При разработке теоретических методов их исследования используются результаты натурных и лабораторных испытаний, в том числе на моделях из эквивалентных материалов [1, 2]. В расчетных алгоритмах этого направления, как правило, используются численные методы геомеханики. Большинство решений относятся к конкретным горно-геологическим условиям, часто не содержат обобщающих данных и поэтому не могут быть распространены на другие условия.

Ко второму относятся исследования, использующие схемы раздельно-блочных систем и сыпучих сред и опирающиеся на различные гипотезы, например, на гипотезу возможных перемещений или ступенчатого опускания кровли и др. [3, 4].

Анализ напряженно-деформированного состояния исследуемых областей массива включает установление границ зон повышенного горного давления и зон разгрузок. Протяженность и месторасположение их зависят от используемого критерия прочности пород.

В области сжатия массива прочность пород часто оценивается по наибольшему нормальному напряжению, а где появляются растягивающие напряжения, их полагают равными нулю (большинство пород слабо сопротивляются растяжению), т.е. породный массив как бы считают «средой без растяжения» [5, 6]. Если все же необходимо учесть степень сопротивления пород растяжению, используется либо гипотеза наибольших касательных напряжений (критерий Мора), либо гипотеза прочности П. П. Баландина. Учитывая то, что в критерии П. П. Баландина отражено свойство пород по-разному сопротивляться растяжению и сжатию, и учтены все компоненты тензора напряжений, в данной работе использован именно этот критерий.

Величины и характер распределения напряжений в породной толще при разработке свит угольных пластов зависят от структуры массива, физико-механических свойств угля и пород, вынимаемой мощности угольных пластов и мощности пород междупластьев, глубины разработки и специфики горно-технологических ситуаций. Эти факторы должны найти отражение в алгоритме решаемых задач геомеханики и используемых при этом схемах нагружений.

Для горно-геологических условий шахт Западного Донбасса актуальным является рассмотрение напряженно-деформированного состояния массива в рамках расчетной схемы, показанной на рис. 1.

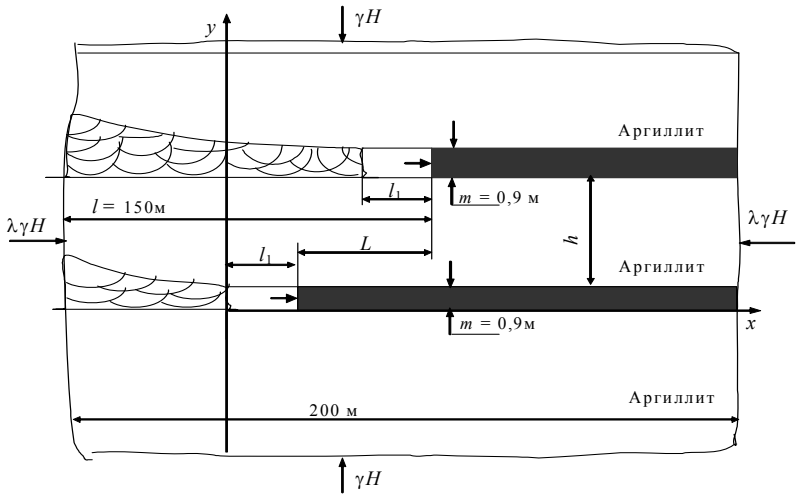


Рис. 1. Общая расчетная схема

С помощью этой схемы возможно установить закономерности распределения перемещений пород кровли, почвы и междупластья сближенных пластов, отрабатываемых с опережающей надработкой. Величины сближений пород почвы и кровли каждого из смежных пластов позволят определить адекватные проявлениям горного давления в конкретных горно-геологических условиях значения мощности междупластья и расстояния между очистными забоями, при которых допустима одновременная отработка двух сближенных пластов. Общие размеры исследуемой области составляют 220×30 м^2. Часть выработанного пространства (на рис. 1 – $l - l_1$) заполнена разрушенными породами. Параметр l_1 представляет собой шаг обрушения непосредственной кровли, который по данным шахтных наблюдений в рассматриваемых условиях составляет 0…4 м. Глубина разработки H, расстояние между забоями L и мощность междупластья h – варьируемые геометрические параметры. К варьируемым параметрам относятся и модули упругости породы и угля E_n и E_y.

Действующая нагрузка – вес пород: в вертикальном направлении – γH , а в горизонтальном – $\lambda\gamma H$.

Задача определения напряженно-деформированного состояния исследуемой области массива по схеме рис. 1 решается методом граничных элементов в той его модификации, которую принято называть методом фиктивных нагрузок. Базовым является аналитическое решение известной задачи Кельвина о действии нормальных и тангенциальных сил, равномерно распределенных на отрезке, произвольно ориентированном в бесконечной упругой среде.

Основными являются следующие этапы расчета:

– аппроксимация границ исследуемой области конечными элементами и введение в каждом из них фиктивных нормальных P_n и тангенциальных P_s сил;

– задание граничных условий в элементах свободных контуров и условий совместности деформаций в элементах «кровля-уголь» и «уголь-почва»;

– получение с помощью базового решения аналитических соотношений для напряжений и перемещений в каждом из граничных (в том числе смежных) элементов, выраженных через неизвестные фиктивные силы P_n и P_s;

– вычисление по полученным соотношениям коэффициентов влияния напряжений и перемещений; формирование системы уравнений для определения сил P_n и P_s в соответствии с заданными граничными условиями и условиями совместности деформаций;

– решение полученной системы алгебраических уравнений (в разработанном алгоритме используется метод Гаусса), вычисление сил P_n и P_s, обеспечивающих выполнение заданных граничных условий и условий совместности деформаций;

– вычисление напряжений и смещений в исследуемой области от найденных сил и заданной нагрузки, которые обеспечивают выполнение заданных условий.

Соотношение для перемещений в направлении нормали к i-му граничному элементу u_n^i и в направлении касательной к нему u_s^i записываются в виде:

$$\left.\begin{aligned} u_n^i &= \sum_{J=1}^{N} B_{ns}^{ij} \cdot P_s^j + \sum_{J=1}^{N} B_{nn}^{ij} \cdot P_n^j \\ u_s^i &= \sum_{J=1}^{N} B_{ss}^{ij} \cdot P_s^j + \sum_{J=1}^{N} B_{sn}^{ij} \cdot P_n^j \end{aligned}\right\}. \qquad (1)$$

Соотношения для соответствующих напряжений i-го элемента имеют вид:

$$\left.\begin{aligned} \sigma_n^i &= \sum_{J=1}^{N} A_{ns}^{ij} \cdot P_s^j + \sum_{J=1}^{N} A_{nn}^{ij} \cdot P_n^j \\ \sigma_s^i &= \sum_{J=1}^{N} A_{ss}^{ij} \cdot P_s^j + \sum_{J=1}^{N} A_{sn}^{ij} \cdot P_n^j \end{aligned}\right\}. \qquad (2)$$

В соотношениях (1) и (2) N – количество граничных элементов; B_{ss}^{ij}, B_{sn}^{ij}, B_{ns}^{ij}, B_{nn}^{ij} – коэффициенты влияния перемещений; A_{ss}^{ij}, A_{sn}^{ij}, A_{ns}^{ij}, A_{nn}^{ij} – коэффициенты влияния напряжений.

Коэффициенты влияния определяются по формулам:

$$\begin{aligned}
B_{ss}^{ij} &= \frac{1}{2G}\left[(3-4\nu)\cos\gamma\overline{F}_1 - \overline{y}\left(\sin\gamma\overline{F}_2 - \cos\gamma\overline{F}_3\right)\right];\\
B_{sn}^{ij} &= \frac{1}{2G}\left[(3-4\nu)\sin\gamma\overline{F}_1 - \overline{y}\left(\cos\gamma\overline{F}_2 + \sin\gamma\overline{F}_3\right)\right];\\
B_{ns}^{ij} &= \frac{1}{2G}\left[-(3-4\nu)\sin\gamma\overline{F}_1 - \overline{y}\left(\cos\gamma\overline{F}_2 + \sin\gamma\overline{F}_3\right)\right];\\
B_{nn}^{ij} &= \frac{1}{2G}\left[(3-4\nu)\cos\gamma\overline{F}_1 + \overline{y}\left(\sin\gamma\overline{F}_2 - \cos\gamma\overline{F}_3\right)\right].
\end{aligned} \tag{3}$$

$$\begin{aligned}
A_{ss}^{ij} &= -2(1-\nu)\left(\sin 2\gamma\overline{F}_2 - \cos 2\gamma\overline{F}_3\right) - \overline{y}\left(\sin 2\gamma\overline{F}_4 + \cos 2\gamma\overline{F}_3\right);\\
A_{sn}^{ij} &= (1-2\nu)\left(\cos 2\gamma\overline{F}_2 + \sin 2\gamma\overline{F}_3\right) - \overline{y}\left(\cos 2\gamma\overline{F}_4 - \sin 2\gamma\overline{F}_5\right);\\
A_{ns}^{ij} &= \overline{F}_2 - 2(1-\nu)\left(\cos 2\gamma\overline{F}_2 + \sin 2\gamma\overline{F}_3\right) - \overline{y}\left(\cos 2\gamma\overline{F}_4 - \sin 2\gamma\overline{F}_3\right);\\
A_{nn}^{ij} &= \overline{F}_3 - (1-2\nu)\left(\sin 2\gamma\overline{F}_2 - \cos 2\gamma\overline{F}_3\right) + \overline{y}\left(\sin 2\gamma\overline{F}_4 + \cos 2\gamma\overline{F}_5\right).
\end{aligned} \tag{4}$$

В формулах (3), (4) G – модуль сдвига породы; $\overline{F}_1(\overline{x},\overline{y}) = f(\overline{x},\overline{y})$; $\overline{x}^{\,i}$, $\overline{y}^{\,i}$ – локальные координаты, связанные с i-м элементом;

$$f(\overline{x},\overline{y}) = -\frac{1}{4\pi(1-\nu)}\left[\overline{y}\left(arctg\frac{\overline{y}}{\overline{x}-a^j} - arctg\frac{\overline{y}}{\overline{x}+a^j}\right) - \right.$$

$$\left. -\left(\overline{x}-a^j\right)\ln\sqrt{\left(\overline{x}-a^j\right)^2+\overline{y}^2} + \left(\overline{x}-a^j\right)\ln\sqrt{\left(\overline{x}-a^j\right)^2+\overline{y}^2}\right]$$ – функция, характеризующая влияние фиктивных нагрузок, приложенных к j-му элементу на напряжения и смещения i-го элемента;

$$\overline{F}_2(\overline{x},\overline{y}) = \frac{\partial f}{\partial\overline{x}};\ \overline{F}_3(\overline{x},\overline{y}) = \frac{\partial f}{\partial\overline{y}};\ \overline{F}_4(\overline{x},\overline{y}) = \frac{\partial^2 f}{\partial\overline{x}\partial\overline{y}};\ \overline{F}_5(\overline{x},\overline{y}) = \frac{\partial^2 f}{\partial\overline{x}^2},$$

где $\gamma = \beta^i - \beta^j$ – угол, определяющий взаимное расположение локальных систем

координат ($\bar{x}^i$, $\bar{y}^i$) элемента i и ($\bar{x}^i$, $\bar{y}^i$) j -го элемента;

$2a^j$ – длина j -го элемента.

$$\begin{aligned} \bar{x} &= (\bar{x}^i - \bar{x}^j)\cos\beta^j + (\bar{y}^i - \bar{y}^j)\sin\beta^j, \\ \bar{y} &= -(\bar{x}^i - \bar{x}^j)\sin\beta^j + (\bar{y}^i - \bar{y}^j)\cos\beta^j. \end{aligned} \tag{5}$$

Формулы (5) определяют локальные координаты центра элемента i относительно центра элемента j. Собственные коэффициенты влияния, характеризующие влияние «фиктивных» нагрузок P_n^i и P_s^i i-го элемента на смещения и напряжения самого i-го элемента, получаются в соответствии с выражениями (3) и (4), если в них положить $\bar{x} = \bar{y} = \gamma = 0$, и имеют вид:

$$B_{sn}^{ij} = B_{ns}^{ij} = 0\,;\; B_{ss}^{ii} = B_{nn}^{ii} = -\frac{3-4\nu}{4\pi G(1-\nu)} a^i \ln a^i$$

$$A_{sn}^{ij} = A_{ns}^{ij} = 0\,;\; A_{ss}^{ii} = A_{nn}^{ii} = \frac{1}{2}. \tag{6}$$

$$A_{ts}^{ii} = A_{tn}^{ii} = 0\,;\; A_{tt}^{ii} = \frac{1}{2}\frac{\nu}{1-\nu}\,;\; \bar{y} = 0 \pm . \tag{7}$$

Разрешающая система алгебраических уравнений в общем случае имеет вид

$$\left.\begin{aligned} \sum_{J=1}^{N} C_{ss}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N} C_{sn}^{ij} P_n^j = b_s^i \\ \sum_{J=1}^{N} C_{ns}^{ij} P_s^j + \sum_{j=1}^{N} C_{nn}^{ij} P_n^j = b_n^i \end{aligned}\right\}_{i=1,2,\ldots,N}, \tag{8}$$

где C_{ss}^{ij}, C_{sn}^{ij}, C_{ns}^{ij}, C_{nn}^{ij} – коэффициенты влияния, которые в зависимости от задаваемых на границах условий определяются либо по формулам (3), (6), либо по формулам (4), (7);

b_s^i и b_n^i – величины, определяемые задаваемыми условиями на граничных и контактных поверхностях.

В описанном расчетном алгоритме рассматривались условия надработки при разработке смежных пластов. На схеме (рис. 1) зафиксировано состояние исследуемой области массива после очередного обрушения основной кровли отрабатываемых пластов, когда ненарушенная часть массива испытывает упругое деформирование. Конечно-элементная аппроксимация границ исследуемой области осуществлялась по схеме, показанной на рис. 2.

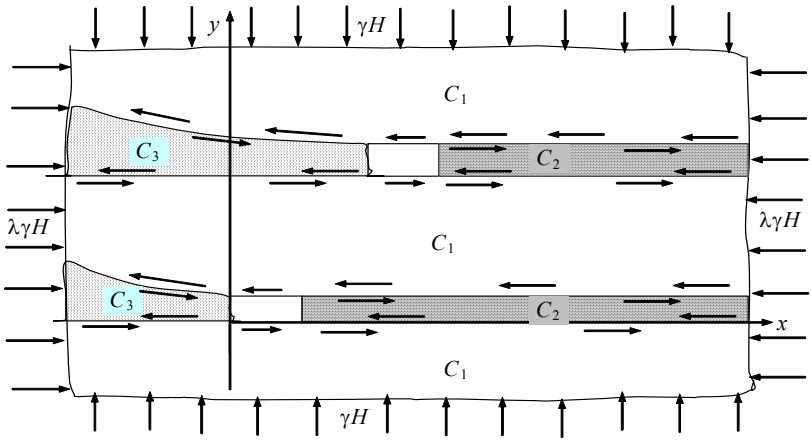


Рис. 2. Конечно-элементная схема границ исследуемой области

Задача решалась в дополнительных напряжениях. Поскольку полные напряжения на свободных границах (C_1 – вмещающая порода, C_2 – угольные пласты, C_3 – обрушенные породы) равны нулю, дополнительные, обусловленные образованием выработок, полагались равными – γH – в вертикальном направлении и $-\lambda\gamma H$, – в горизонтальном ($\lambda = \nu/(1-\nu)$, ν – коэффициент Пуассона породы.

Составленная система линейных алгебраических уравнений решалась методом Гаусса для ряда значений безразмерных определяющих параметров. Интервалы их изменения выбирались исходя из возможных вариаций физико-механических параметров и структуры исследуемой области породного массива.

Конкретные исходные данные принимали такие значения:

$E_n/E_y \in \{0{,}71;\ 0{,}94;\ 1{,}60\}$;

$h/L \in \{0{,}09;\ 0{,}10;\ 0{,}12;\ 0{,}13;\ 0{,}15;\ 0{,}18;\ 0{,}20;\ 0{,}22;\ 0{,}24;\ 0{,}30;\ 0{,}40;\ 0{,}45;\ 0{,}60\}$;

$H/L \in \{4{,}3;\ 5{,}0;\ 5{,}29;\ 6{,}0;\ 6{,}17;\ 7{,}4;\ 7{,}5;\ 9{,}24;\ 10;\ 12{,}3;\ 15{,}0;\ 18{,}5\}$;

$h/H \in \{0{,}016;\ 0{,}020;\ 0{,}024;\ 0{,}030;\ 0{,}032;\ 0{,}040\}$;

$L/m_в \in \{28{,}6;\ 42{,}9;\ 51{,}1;\ 71{,}4;\ 85{,}7;\ 100\}$,

где E_n и E_y – модули упругости вмещающей породы и угля, МПа;

h – – мощность междупластья, м;

$m_в$ и $m_н$ – мощности смежных пластов, м;

L – расстояние между очистными забоями на смежных пластах, м.

Рисунки 3, 4 и 5 иллюстрируют некоторые результаты выполненных расчетов. На первом из них изображены эпюры максимальных сближений $\Delta u_н$ почвы и кровли нижнего пласта на глубине $H = 300$ м в зависимости от параметра L для двух значений мощности междупластья $h = 5$ м и $h = 15$ м (рис. 3, а) и для двух значений модуля упругости вмещающей породы $E_п = 0{,}25 \cdot 10^4$ МПа и $E_п = 0{,}4 \cdot 10^4$ МПа.

Из рис. 3, а следует, что при изменении h меняется характер распределения $\Delta u_н$: при $h = 15$ м – максимум, соответствующий расстоянию $L = 30$ м. Начиная со значений $L = 60$ м, сближение пород не превышают допустимых значений.

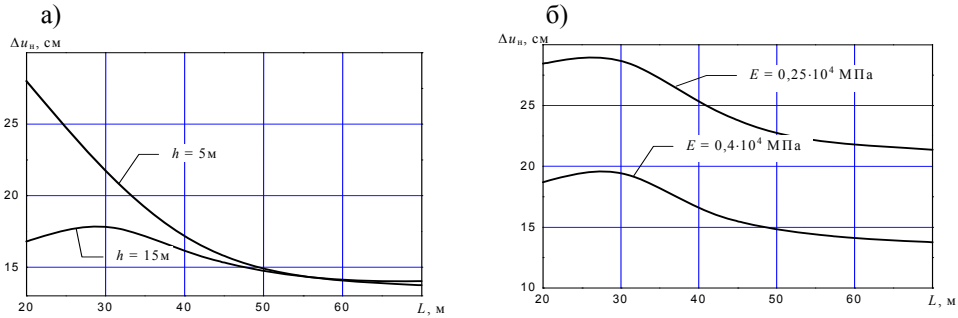


Рис. 3. Максимальные сближения почвы и кровли нижнего пласта
а – при различных значениях мощности междупластья h;
б – при различных значениях модуля упругости вмещающей породы E

Увеличение $E_п$ при неизменной качественной картине распределения сближений приводит к уменьшению $\Delta u_н$ (рис. 3, б). На рис. 4 показаны изолинии максимальных вертикальных смещений кровли нижнего пласта, отвечающих различным значениям параметров L и h.

По этим изолиниям можно определять значения $(u_н)_{max}$ для различных значений параметров L и h. В результате статистической обработки полученных данных выполненного математического эксперимента для рассматриваемых условий установлены корреляционные соотношения для максимальных вертикальных смещений кровли верхнего $(u_в)_{max}$ и нижнего $(u_н)_{max}$ пластов.

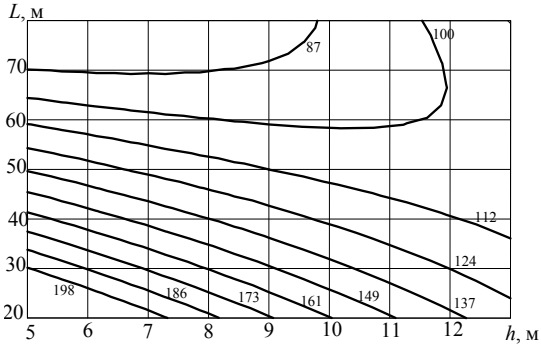


Рис. 4. Изолинии максимальных вертикальных смещений кровли нижнего пласта (мм) при H = 300 м, $m_{\underline{н}}$ = 0,7 м

Установлены также корреляционные соотношения для максимальных конвергенций $(\Delta u_в)_{max}$ и $(\Delta u_н)_{max}$, которые имеют следующий вид:

$$\frac{(u_в)_{max}}{m_в} = 0{,}2593 - 0{,}1283\frac{E_п}{E_y} - 0{,}3005\frac{L}{H} - 0{,}1649\frac{h}{L} + 0{,}00503\frac{H}{L} + 0{,}6753\frac{h}{H};$$

$$\frac{(u_н)_{max}}{m_н} = 0{,}3255 - 0{,}1636\frac{E_п}{E_y} - 0{,}6\frac{L}{H} - 0{,}5031\frac{h}{L} + 0{,}0143\frac{H}{L} + 2{,}4638\frac{h}{H}; \quad (9)$$

$$\frac{(\Delta u_н)_{max}}{m_н} = 0{,}7358 - 0{,}3468\frac{E_п}{E_y} - 0{,}8630\frac{L}{H} + 0{,}0123\frac{H}{L} - 0{,}3441\frac{h}{L}.$$

Коэффициенты корреляции R для этих зависимостей имеют значения, равные 0,947, 0,960, 0,942 и 0,738, соответственно.

Соотношения (9) служат для определения расстояния L между очистными забоями смежных пластов, при котором в рассматриваемых горно-геологических условиях максимальные сближения пород кровли и почвы в лавах, при опережающей надработке, не превосходят допустимых значений. Они получены для условий шахт Западного Донбасса, но могут быть использованы на других шахтах со сходными горно-геологическими условиями.

Выводы

1. На основе метода граничных элементов разработан расчетный алгоритм определения напряженно-деформированного состояния неоднородного массива применительно к условиям одновременной отработки сближенных угольных пластов в условиях опережающей надработки.

2. С помощью расчетного алгоритма для горно-геологических условий шахт Западного Донбасса установлен характер изменения максимальных сближений поч-

вы и кровли вынимаемого угольного пласта в условиях надработки в зависимости от модуля упругости вмещающей породы и расстояния между очистными забоями на сближенных пластах.

3. Выполнена количественная оценка степени влияния мощности междупластья и расстояния между очистными забоями смежных пластов на вертикальные смещения кровли угольного пласта в условиях надработки.

4. В результате статистической обработки данных математического эксперимента, выполненного с помощью разработанного расчетного алгоритма, установлены корреляционные соотношения для максимальных смещений кровли верхнего и нижнего пластов. Соотношения учитывают модули упругости вмещающих пород и угля, глубину разработки, мощности пластов и междупластья, а также расстояние между очистными забоями на сближенных пластах.

Список литературы

1. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1984. – С. 107-217.

2. Руппенейт К.В. Некоторые вопросы механики горных пород. – М.: Углетехиздат, 1954. – 384 с.

3. Кузнецов С.Т., Воронин И.Н. О прогнозе расслаивания осадочных пород при решении задач об устойчивости их над очистными выработками. – Л.: ВНИМИ. – 1968. – №64. – С. 3-24.

4. Кузнецов Г.Н. Аналитические расчеты на базе механики раздельно-блочной системы. – Л.: ВНИМИ. – 1970. – №78. – С. 13-36.

5. Ержанов Ж.С., Каримбаев Т.Д. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород.– Алма-Ата: Наука, 1975. – 238 с.

6. Зборщик М.П., Касьян Н.Н., Клюев А.П., Азматов Р.И. Геомеханические процессы в зоне разрушенных пород // Уголь Украины. – 1996. – №4. – С. 7-9.

УДК 622.411.33

© М.А. Ильяшов, А.В. Агафонов,
А.А. Боднарь, В.Н. Кочерга

О КОРРЕКТИРОВКЕ УЧЕТА МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ВЫРАБОТОК ПРИ ИНТЕНСИВНОЙ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведені результати досліджень, які направлені на збільшення надійності прогнозу виділення метану в високонавантажених лавах з навантаженням більш 3000 т за добу.

Приведены результаты исследований направленные на увеличение надежности прогноза выделения метана в высоконагруженных лавах с нагрузкой более 3000 т/сут.

Research results focused on increase of reliability and authenticity of output prognosis in highly productive long faces based upon laws of methane discharge into longwalls with outputs more than 3000 t/day are presented.

Опыт проектирования и отработки очистных забоев с нагрузками более 3000 т/сут показал, что результаты прогноза ожидаемого дебита метана и распределения его по источникам выделения, основанного на природной метаноносности угля, не соответствуют данным, полученным при ведении горных работ. Объясняется это тем, что расчетные методы базируются на эмпирических зависимостях, полученных в лавах, подвигавшихся со скоростью менее 3 м/сут. Использование таких методов прогноза метанообильности при интенсивной разработке пластов и скоростях подвигания забоев более 4 м/сут может приводить к значительным погрешностям.

В последние годы были выполнены экспериментальные работы по сравнению фактических дебитов метана в очистных выработках с расчетными показателями. При выборе объекта исследований учтено то, что в высокопроизводительных лавах, как правило, применяются схемы проветривания с подсвежением исходящей вентиляционной струи, а также эффективные способы комплексной дегазации пластов-спутников и выработанного пространства. В таких условиях основным фактором, ограничивающим добычу угля, является дебит метана в очистной выработке.

Сведения о фактических дебитах метана в выработках выемочного участка при интенсивной разработке угольных пластов получены на основании газовых съемок, выполненных на выемочных участках шахтоуправления «Покровское» (шахта «Красноармейская-Западная №1»), при разработке одиночного газоносного угольный пласт d_4. Среднесуточные нагрузки на очистной забой превышают 3000 тонн, а на ряде участков добыча достигает 5000-7000 т/сут. С развитием горных работ и

увеличением их глубины абсолютная газообильность шахты возросла с 193 м^3/мин в 1999 году до 296 м^3/мин в 2008 году, а к концу 2010 года достигнет 350 м^3/мин. При метаноносности угля 16-20 м^3/т.с.б.м., метановыделение на выемочных участках превышает 45 м^3/мин.

В очистных забоях со среднесуточной нагрузкой от 500 до 4000 т/сут производили оценку дебита метана стандартными методами и приборами [1]. Определяли расход газовой смеси и содержание метана с интервалом до 30 мин в выработках и дегазационных трубопроводах. Пункты наблюдений располагались в очистных забоях в 10-15 м от вентиляционной выработки и в исходящих струях выемочных участков. Также были проанализированы данные, регистрируемые средствами автоматического контроля содержания метана и расхода воздуха.

Общий средний дебит метана на участке ($\bar{I}_{уч}$) определяли как сумму средних за время наблюдений дебитов метана в исходящей вентиляционной струе участка ($\bar{I}_{уч}$) и в дегазационном газопроводе ($\bar{I}_{дег}$). Дебит метана, выделяющегося из выработанного пространства, определяли по разности:

$$\bar{I}_{в.п} = \bar{I}_{уч} - \bar{I}_{оч}, \text{ м}^3/\text{мин} \qquad (1)$$

Средний дебит метана в очистных выработках сравнивали с дебитом, рассчитанным по природной газоносности с учетом пластовой зольности и влажности угля. Для расчетов использованы исходные данные, представленные геологической службой шахты.

Анализ результатов (табл., рис. 1) показал, что фактический дебит метана в очистной выработке может существенно отличаться от расчетного. Это различие увеличивается с ростом темпа добычи угля. При добыче до 500 т/сут дебиты практически совпадают. С увеличением нагрузки до 4000 т/сут и более фактический дебит составляет около 30% от расчетного.

Таблица

ГАЗОВЫЙ БАЛАНС ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

Наименование лав	добыча	Дебит метана, м^3/мин			расчетный дебит в очистной выработке	отношение фактического дебита к расчетному
		на участке	в очистной выработке	в выработанном пространстве		
1	2	3	4	5	6	7
Южная кор. блока №6	470	14,0	4,2	9,8	4,2	1,0
1 южная блока №5	1100	17,9	5,1	12,8	6,2	0,82
6 северная блока №6	1087	18,8	5,3	13,5	6,5	0,82
4 южная блока №3	1400	19,5	4,0	15,5	7,1	0,56

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7
1 северная ц. п. блока №8	2000	26,0	5,2	25,8	10,9	0,48
2 северная бр. блока №5	2130	29,6	5,3	21,5	11,9	0,45
4 северная бр. блока №5	2500	32,2	4,8	27,4	12,6	0,38
1 лава ю. п. блока №8	2540	26,6	4,0	23,7	12,8	0,31
2 южная бр. блока №5	3000	40,1	4,8	35,3	13,4	0,36
4 северная блока №2	3000	34,3	4,1	30,2	12,7	0,32
2 южная блока №2	3480	35,5	4,2	31,3	13,8	0,30
3 южная блока №3	3500	33,9	4,0	29,9	13,6	0,29
3 северная бр. блока №5	3970	40,2	4,1	36,1	14,0	0,29

Увеличение темпа добычи угля сопровождается ростом выделения метана из пластов-спутников и газоносных пород по степенному закону, в то время как абсолютный дебит метана в очистной выработке практически не изменяется, сохраняясь на уровне 4,7 м^3/мин (рис. 2). При этом относительный дебит уменьшается с 13,5 до 1,7 м^3/т.

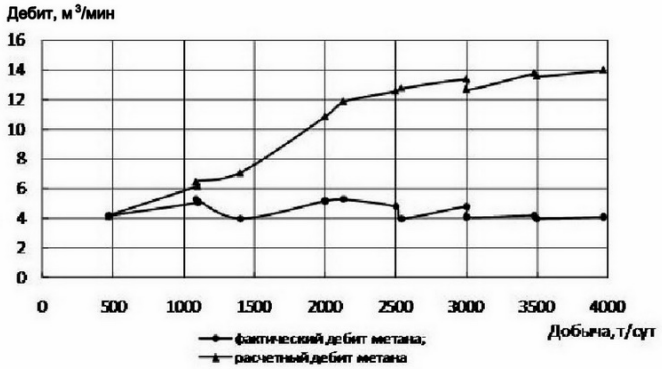


Рис. 1. Зависимость дебита метана в очистной выработке от темпа добычи угля

Остаточная метаноносность угля, выдаваемого за пределы выемочного участка, рассчитывалась по формуле [2]:

$$X_o = \frac{100 - W - A_з}{100} \cdot 18{,}3\left(V^{daf\,-0{,}6}\right), \qquad (2)$$

W = 3 % – влажность угля в массиве;

$A_з$ = 15 % – пластовая зольность угля;

V^{daf} = 30 % – выход летучих веществ.

$$X_0 = \frac{100 - 3 - 15}{100} \cdot 18{,}3 \cdot 30^{-0{,}6} = 2{,}2 \text{ м}^3/\text{т}.$$

При природной метаноносности угля $X = 17$ м^3/т в пределах участка количество газа, которое должно выделяться из разрабатываемого пласта составляет:

$$q_{пл} = \left(1 + k_{эп}\right) \cdot \left(X - X_0\right), \tag{3}$$

где $k_{эп} = 0{,}05$ – коэффициент эксплуатационных потерь, учитывающий часть метана, выделившегося из угля в выработанном пространстве.

Получаем $q_{пл} = \left(1 + 0{,}05\right) \cdot \left(17 - 2{,}2\right) = 15{,}5$ м^3/т.

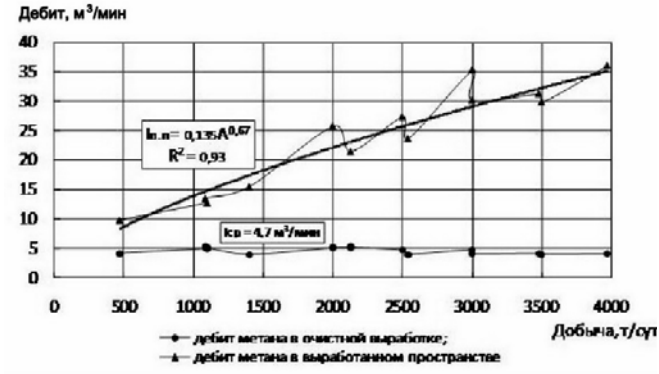


Рис. 2. Зависимость распределения метана в выработках от темпа добычи угля

Таким образом, расчетное относительное метановыделение в 1,15-2,1 раза больше фактического, при добыче 500 и 4000 т/сут соответственно. Эта разница в первом случае находится в пределах ошибки прогноза, а при высоком уровне добычи (более 3000 т/сут) свидетельствует о существенной ошибке либо в определении начальной газоносности угля в зоне его выемки, либо при определении остаточной газоносности за пределами участка. Не исключена и ошибка в определении обоих параметров.

Уменьшение начальной газоносности можно объяснить перетеканием части десорбированного метана из разгруженной от горного давления призабойной части пласта в выработанное пространство по трещинам в кровле. Исследованиями, выполненными учеными ДонУГИ, ВНИМИ, ДонНТУ и подтвержденные опытом горных работ [3], установлено, что смещение кровли существенно уменьшается при возрастании скорости подвигания очистного забоя до 4-5 м/сут., последующее ее увеличение практически не влияет на смещения. Быстрое подвигание забоя приводит к более интенсивному смещению кровли, однако при этом ее опускание на 1 м ширины лавы снижается, причем трещиноватость в породах развивается медленнее, породы меньше деформируются, благодаря чему повышается устойчивость обнаженных пролетов кровли. Ускорение подвигания от 4-5 до 10-12 м/сут практически не влияет на опускание кровли. На антрацитовых пластах с возрастанием скорости подвигания лав увеличивается шаг посадки кровли, уменьшается зона опорного давления и смещение пород, что ведет к снижению трещинообразования в кровле и к

интенсивности отжима угля.

В случае высокой скорости подвигания лавы (более 150 м/мес) породы кровли на разрушаются в призабойном пространстве. Ускорение подвигания очистного забоя обуславливает уменьшение трещинообразования, отжима угля в призабойной части пласта и смещений пород кровли, увеличение шага первичной и вторичных посадок кровли, но может способствовать накоплению потенциальной энергии упругих деформаций во вмещающих породах.

Процесс перетекания метана требует детального исследования. Снижение метановыделения из разрабатываемого пласта зависит, по-видимому, не только от скорости движения забоя, мощности пласта, и механических свойств пород кровли, но и от эффективности дегазации кровли скважинами. Исследование этого процесса важно, так как ошибка в распределении метана, выделяющегося из разрабатываемого пласта, между очистной выработкой и выработанным пространством, не только уменьшает допустимые по газовому фактору темпы добычи угля, но и снижают требования к дегазации выработанного пространства. Рост нагрузки на очистные забои сокращает время пребывания отбитого угля в пределах выемочного участка, поэтому метод определения остаточной метаноносности угля, по нашему мнению, также нуждается в уточнении.

Вышеизложенное, свидетельствует о корректности постановки вопроса о не оптимально высоком запасе нормативного метода прогноза метанообильности очистных выработок, который требует уточнения при нагрузках 3000 т/сут и более. В таких условиях целесообразно определять ожидаемый дебит метана в проектируемых лавах на основе фактического дебита при очистных работах в сравнимых горно-геологических и горнотехнических условиях. Для этого представляется логичным скорректировать действующие нормативы, которыми предписывается определять фактический дебит метана в очистной выработке «по измерениям в вентиляционной выработке на расстоянии 15-20 м от очистного забоя», ведь на этот участок поступает метан не только из очистной выработки, но и из части выработанного пространства. Дебит метана, поступающего в очистную выработку, предлагается измерять в этой выработке на расстоянии 10-15 м от вентиляционной выработки. Это позволит повысить надежность и достоверность прогноза метанообильности и оптимизировать комплекс мер, предотвращающих газовую опасность, что в целом будет способствовать росту эффективности и безопасности горных работ.

Список литературы

1. Руководство по производству депрессионных и газовых съемок в угольных шахтах. – М.: Недра, 1975. – 96 с.

2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – С. 33-37.

3. Оценка влияния скорости подвигания очистного забоя на вмещающие боковые породы / М.А. Ильяшов, Е.Н. Халимендиков, Н.И. Лобков и др. //Уголь Украины. – 2008. – №4. – 11-13.

УДК 622.273: 622.248.38

© А.М. Кузьменко, А.И. Фурман,
В.Ю. Усатый

МОДЕЛИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ФОРМЫ ВЫСОКИХ ОЧИСТНЫХ КАМЕР ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ

Наведені результати моделювання поляризаційно-оптичним методом стійкості високих очисних камер і шахтних спостережень при вдосконаленні параметрів системи розробки з твердіючим закладенням на великій глибині в складних гірничо-геологічних умовах Південно-Білозірського родовища залізних руд.

Изложены результаты моделирования поляризационно-оптическим методом устойчивости высоких очистных камер и шахтных наблюдений при совершенствовании параметров систем разработки с твердеющей закладкой на больших глубинах в сложных горно-геологических условиях Южно-Белозерского месторождения железных руд.

Results of modeling by polarization-optical method of tall chambers stability are given and also mine observations during improvement of mining method using consolidating stowing parameters at big depths under complex mining-geological conditions of south Belozersk iron ore deposit are presented.

Введение

Одним из основных вопросов подземной разработки рудных месторождений является надёжность управления массивом горных пород и выбор технологии добычи руды, обуславливающих экономическую эффективность эксплуатации. Непременным условием любой системы разработки является способность массива сохранять длительную устойчивость при подработке.

Запорожский железорудный комбинат отрабатывает рудную залежь Южно-Белозерского месторождения свыше 30 лет, постоянно совершенствуя технологию горных работ, уменьшая разубоживание богатой руды и повышая ее коэффициент извлечения.

Рудной залежи «Главная» изменяет по длине мощность от 10 до 120 м и залегает под углом 65-70°, падая в северо-восточном направлении. Коэффициент крепости руды по шкале проф. М.М. Протодъяконова изменяется от $f = 2 - 5$, в южной час-

ти месторождения, до $f = 4 - 8$ – в северной части. Породы лежачего и висячего бока представлены железистыми кварцитами, сланцами различного состава и песчаниками. Более 50% составляют породы с коэффициентом крепости $f = 8 - 10$, и достигает $f = 15$ в северной части месторождения. Около 70% сланцев имеют коэффициент крепости $f = 4 - 8.$

В основном, горные работы ведутся на глубине 640-940 м, а на 305-340 м отрабатывается предохранительная потолочина, оставленная под водоносным горизонтом.

При разработке крутопадающего весьма мощного месторождения применяют камерную систему разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Проблема

Применение систем разработки рудных месторождений с твердеющей закладкой требует объединение очистных камер в технологический блок, разделив их по очередности отработки в этаже и смежных этажах. Это необходимо для обеспечения безопасного ведения очистных и закладочных работ. Таким образом, камеры делятся по очередности отработки запасов на первичные, вторичные и третей очереди.

При разработке залежи «Главная» Южно-Белозерского месторождения применяют камерную систему с буровзрывной отбойкой руды из подэтажных выработок. Высота камер достигает 100 м при ширине 30 м. Ее днища имеют наклонные плоскости. После выемки руды камеры заполняют твердеющей закладкой. При изменении параметров камер конструктивные размеры и их формы не совпадали на смежных этажах. В этих условиях, необходимо было принять форму камеры таковой, чтобы не потерять запасы руды, сохранив устойчивость кровли (потолочины), состоящей их горного конгломерата – оставленная руда, вмещающие породы и закладочный массив. (В дальнейшем будем применять термин «потолочина», как устоявшейся для камерных систем разработки.)

При совершенствовании системы разработки потолочина вторичных камер, нижерасположенного этажа, имела шатровую форму, повторяя днище камеры вышележащего горизонта. Эти камеры отрабатываются после того, как закладка в камерах первой очереди наберет необходимую прочность к обнажению поверхности искусственного массива и устойчивость к сейсмическому воздействию.

При изменении параметров системы разработки потолочина очистной камеры принимала различные формы в зависимости от порядка извлечения руды. Выбор физико-механических характеристик закладочного материала, формы и размеров камер, обеспечивающих устойчивость выработанного пространства, невозможен без достаточно полной информации о напряженно-деформированном состоянии подработанного разномодульного массива вокруг камеры в переходный период от одних к другим параметрам системы разработки (рис. 1).

Анализ исследований и публикации

Напряженно-деформированное состояние разномодульного массива определя-

ется как аналитическими и численными методами, так и физическим моделированием с применением поляризационно-оптического метода. Аналитические методы требуют значительных затрат времени и трудно решаемые по причине взаимосвязи многих факторов. Они громоздки и полученные результаты не всегда совпадают с инструментальными шахтными измерениями. Подобного рода задачи решаются с применением численных методов, Они достаточно надежно прогнозируют напряженно-деформированное состояние массива вокруг горной выработки. Однако для воспроизводства всей картины истории формирования напряженного состояния разномодульного массива, нарушенного горными работами и сформировавшегося из искусственного массива, это сложно выполнить.

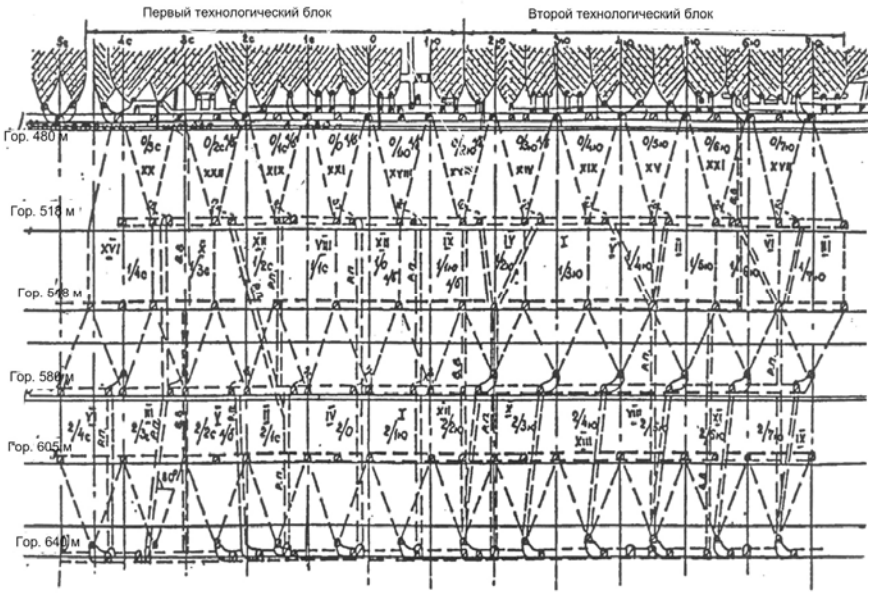


Рис. 1. Порядок отработки камер в маркшейдерских осях 5с-7ю этажей 480-580 и 548-640 м

В связи с высокой трудоёмкостью разработки математической модели для сложного многоконтурного объекта в конкретном случае был принят метод поляризационно-оптического моделирования. Он позволяет решать частную задачу распределения напряжений при соблюдении геометрического подобия в любом месте.

Для данных горно-геологических условий и исследования напряженного состояния разномодульного массива при различных порядках отработки рудной залежи по простиранию наиболее приемлемым и результативным является поляризационно-оптический метод.

Исследования напряжённого состояния системы «рудный массив – твердеющая

закладка», подрабатываемой очистными камерами, выполнены с последовательным воспроизведением полной истории ведения очистных и закладочных работ на месторождении. Этим учтён неупругий механизм процесса формирования поля напряжений как необходимое условие соблюдения подобия деформирования псевдопластических сред.

Постановка задачи

Для воспроизводства горно-геологических условий отработки Южно-Белозерского месторождения и моделирования разномодульного массива были изготовлены 2 модели из игдантина. В модели состав игдантина рудного массива состоял из 20-25% фотожелатина, 30% глицерина и 45-50% воды. Закладка выработанного пространства имитировалась заливкой вспененного игдантина при нагруженной модели, но при этом модуль упругости был в 5-6 раз ниже модуля упругости материала руды в модели.

Моделирование проводилось на большой поляризационной установке ИГД им. А.А. Скочинского и поляризационной установки ИМАШ-КБ-2 при использовании белого цвета. Высота модели составляла 580 мм, ширина 615 мм, толщина 20 мм. Размер выработанного пространства не превышал 250 мм по высоте и 70 мм по ширине, что позволило обеспечить корректные граничные условия. Определение цены полосы материала модели выполнялось по чувствительной окраске на образцах, вырезанных из модели, и нагруженных собственным весом в условиях плоского напряженного состояния. Затем модель, освобожденная от бокового отпора, просвечивалась поляризованным светом. Напряжения в оптических моделях представлены интерференционной окраской преимущественно первого порядка. Тарировка модели выполнена по чувствительной окраске, а при отсутствии бокового опора тарировочная модель просвечивалась поляризационным светом.

Для соблюдения идентичности полей напряжений в модели и натуре, определяемой равенством коэффициента бокового распора $\lambda = 0{,}5 \div 0{,}6$ в модель по бокам введены вкладыши, позволяющие повысить распор модели с $\lambda = 0{,}44$ до $\lambda = 0{,}55$. Модуль упругости разномодульного материала модели составил $E = 1{,}15 - 1{,}3$ кг/см^2, объемный вес игдантина $\gamma = 1{,}1$ г/см^3.

В моделях до гор. 640 м воспроизведена последовательная отработка и закладка камер в этажах 340-480 м и 480-640 м вертикальными камерами. Ниже горизонта 640 м и выше горизонта 340 м отработка велась согласно проекту экспериментальной технологии. Участок рудной залежи выше гор. 340 м отрабатывался низкими горизонтальными камерами, а ниже горизонта 640 м в моделях – наклонными камерами. Отработку нижних камер начинали при соотношении модулей упругости закладки ($E_з$) и массива ($E_м$), как 1:10 и 1:15. Отработку этажей производили при $E_з : E_м = 1{:}6$, что позволило примерно отразить взаимодействие закладки и массива с учётом процесса её твердения.

По высоте модели отмечали окраску и порядок интерференционных полос, по

которым затем строились тарировочные прямые. По картине изоклин выстраивали траектории главных напряжений картину изостат.

На каждой стадии отработки модели фиксировали картины изохром и изоклин. Их положение отмечали через 10º от 0º до 90º. Методом разности определяли касательные напряжений τ_{xy}, σ_x, σ_y, σ_{min}, σ_{max} и коэффициент концентрации напряжений $k\sigma_{max}$ по специально разработанной программе [1].

На основании данных вычислений строились эпюры напряжений по представительным выработанным направлениям в рудном массиве. При моделировании учитывались возможные варианты конфигурации очистных камер, их расположение в рудной залежи и порядок отработки запасов, как этаже, так и в смежных этажах.

Результаты исследований

Первоначально была имитирована выемка рудной залежи в пределах горизонтов 325-480 м, затем выемка первичных камер проводилась в этаже 480-580 м. После закладки камер №2, 3 и 4 вынута была вторичная камера №5 между камерами №3 и №4, которая также была заложена. После этого была произведена поочередная обработка и закладка камер №6, 7 и 8 в этаже 548-640 м, затем была вынута и заложена вторичная камера №9 в этаже 480-580 м между камерами №2 и 3. Графики изохром, напряжений и их коэффициентов концентрации приведены на рис. 2 и 3.

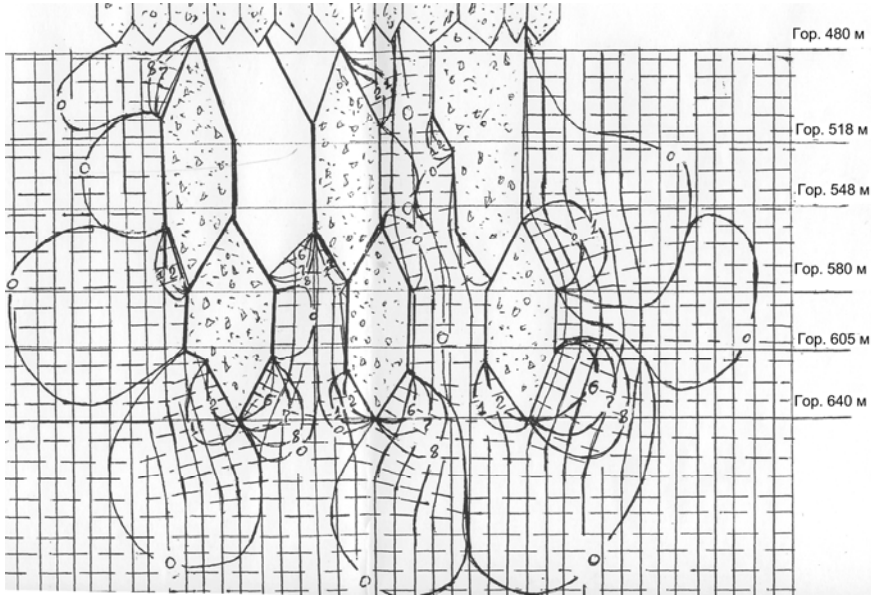


Рис. 2. Распределение изохром напряжений в разномодульном массиве вокруг очистных камер с зубчатой формой потолочины

Анализируя распределение изохром напряжений в разномодульном массиве вокруг очистных камер с зубчатой формой потолочины (рис. 2), следует отметить, что наибольшее значение этот показатель имеет у наклонных плоскостей рудного массива. В первую очередь это сказывается на днище камер нижнего ряда, где коэффициент концентрации равен 8. Отработанная очистная камера практически не испытает касательных напряжений, находясь в окружении закладочного массива. Эти напряжения располагаются за пределами заложенных камер в массиве, особенно, в рудном целике между заложенными камерами.

По глубине отработки запасов рудная залежь на контакте с закладочным массивом находится в разгрузочном состоянии, что благоприятно влияет на устойчивость боков заложенных камер и формирование прочного слоя на контакте.

Подтверждение выше изложенному анализу изменения изохром в сложной конфигурации фронта горных работ в вертикальном разрезе рудной залежи является распределение нормальных напряжений в разномодульном массиве вокруг очистных камер с зубчатой формой потолочины (рис. 3).

Порядок отработки камер при втором варианте, как и в первом варианте, имитировал горно-геологическую ситуацию в пределах горизонтов 340-480 м. Затем была отработана камера № 1 в этаже 548-640 м и заложена. После этого были отработаны камеры №2 и №3, причем камера №2 не была заложена до отработки камеры №3. Между камерами 2 и 3 был оставлен целик. Затем были поочередно отработаны и заложены камеры №№4,5 и 6, между горизонтами 480-580 м, а после твердения закладки в камерах №4 и №5, камера №8.

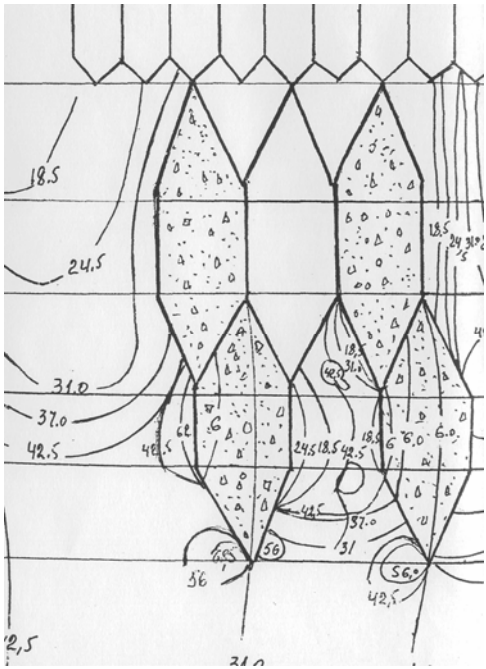


Рис. 3. Распределение напряжений в разномодульном массиве вокруг очистных камер с зубчатой формой потолочины

Анализ изоклин и изостат показали, что закладка камер в пределах отрабатываемого этажа не вносит изменений в картину распределения напряжений в массиве и конструктивных элементах. Закладка воспринимает нагрузку висячего бока только после отработки выше- или нижележащих этажей. Таким образом осуществляется передача нагрузки на лежачий бок вне области расположения полевого штрека. Траектория напряжений занимает промежуточное положение между заложенным и нетронутым рудным массивом. Закладка снижает размеры зон влияния выработанного

пространства. Зона существенного влияния представляет собой область, вытянутую по падению, шириной равной трёхкратной мощности залежи. Интенсивность напряжений в массиве и на контуре камеры количественно характеризуется картиной изохром.

Рассматривая напряжения в рудопородном массиве по линиям от нетронутого массива к очистной выемке, можно отметить, что имеется тенденция к снижению компонент напряжений по мере приближения к выработанному пространству. В областях ведения работ они не превышают $0{,}8\lambda H$, снижаясь непосредственно под закладкой и заложенными камерами до $0{,}4\lambda H$ и менее. При отработке камер в этаже 640-740 м по ранее выбранным схемам максимальные напряжения приурочены к висячему боку. При совмещении пунктов выпуска руды из камер висячего и лежачего боков на гор. 740 м их концентрация снижается с $2{,}5\lambda H$ до $1{,}5\lambda H$. В камерах с наклонным днищем, включая междукамерный целик, преобладают зоны разгрузки, кроме области висячего бока. Закладка на всех позициях имеет в отрабатываемом этаже нулевой порядок, в подработанном этаже 0,5 порядка, в подработанном и надработанном рудном массиве 0,8-1,0.

Сравнивая полученные результаты напряжений и коэффициентов концентрации не сложно заметить, что эти значения во втором варианте выше, чем в первом. Максимальный коэффициент концентрации превышал значение 3 в районе откаточного горизонта. В целиках между камерами №1 и №2 коэффициенты концентрации равны 2. Это в 1,5 раза выше, чем в первом варианте. При втором варианте размер зоны опорного давления равен 40 м в районе выпускных отверстий всех камер на горизонте. Области повышенного давления располагались на уровне выпускных отверстий всех камер горизонта 640 м. В кровле камер этажа 480-580 м сжимающие и касательные напряжения не превышают предела упругости руд, что является результатом защитного эффекта закладки.

Из выше изложенного следует, что более безопасно проводить отработку камер под загруженным массивом, чем под нетронутым массивом.

Следовательно, порядок отработки камер в этаже определяет распределение напряжений и формирование опорного давления у днища и потолочины камеры, как по глубине рудной залежи, так и по очередность закладки.

Обобщая результаты моделирования на эквивалентных материалах поляризационно-оптическим методом можно сделать вывод, что напряженное состояние разномодульного массива имеет прямую зависимость как от конфигурации очистной камеры и фронта очистных работ, а также от глубины разработки и физико-механических свойств закладочного массива и руды.

Это нашло подтверждение при анализе состояния очистных камер в этажах 480-640 м при отбойке руды скважинными зарядами. Влияние технологических параметров разработки, физико-механических свойств руды, вмещающих пород и закладочного массива на отклонения проектных геометрических размеров очистных камер установлено по фактическим показателям шахтной документации. Объемы обрушения руды на данном горизонте приведены на рис. 4 и 5.

Установлено, что количество и объемы вывалов камер второй зависит от изме-

нения коэффициента крепости руды. При отработке камеры 1/12 в этаже 480-580 м произошло обрушение северного борта в объеме около 50 тыс. т. Руда камеры гематит-мартитовая, слабой трещиноватости, средней устойчивости с коэффициентом крепости руды по проф. М.М. Протодьяконову от $f = 3$ до $f = 10 - 12$. В этаже 480-580 м прослои гематит-мартитовой руды мощностью до 11 м и с коэффициентом крепости $f = 2 - 3$. В этом месте руда трещиноватая и неустойчивая. В лежачем боку залегают сланцы средней трещиноватости и устойчивости с коэффициентом крепости $f = 7 - 9$. Висячий бок представлен кварцитами средней трещиноватости и устойчивости, коэффициент крепости $f = 15 - 16.$

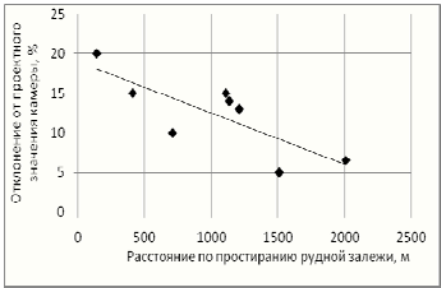


Рис. 4. Площади вывалов в очистных камерах этажа 480-580 м в проекции на лежачий бок рудной залежи

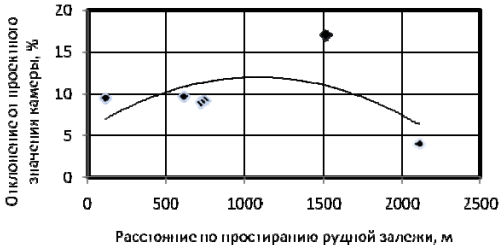


Рис. 5. Площади вывалов в очистных камерах этажа 480-580 м в проекции на висячий бок рудной залежи

В камере 1/19ю гор. 465-580 м произошло обрушение кровли и закладочного массива северного борта камеры в объеме порядка 50-70 тыс. т горной массы (руда, сланцы, закладка). Руда в этой камере была гематит-мартитовая с коэффициентом крепости от $f = 3 - 5$ до $f = 8 - 10$ с отдельными участками $f = 10 - 12.$ На горизонте 480 м встречаются прослойки мощностью 3-5 м гематитовой, трещиноватой, неустойчивой руды с коэффициентом крепости $f = 3.$ В лежачем боку залегают сланцы с коэффициентом крепости $f = 7 - 9$, средней трещиноватости, устойчивость от средней до ниже средней. В висячем боку залежи расположен кварцит средней трещиноватости и устойчивости с коэффициентом крепости $f = 14 - 16.$

Увеличение параметров очистной камеры за счет вывалов на 20% и более от проектных значений отмечены на горизонтах 480-580 м: камеры 2/15ю, 1/11ю, 1/7ю, 1/4ю, 3/13ю, 1/2ю, 3/15ю, 5/13ю, 1/14ю, 3/1с, 2/8с. В камере 1/20ю горизонта 465-580 м произошло обрушение породы и днища камеры на контакте с закладочным массивом. Обрушение пород руды и закладочного массива происходило при отработке камер второй очереди. Аналогично события наблюдались в состоянии разномодульного массива и при отработке рудных запасов на гор. 548-640 м. Происходи-

ло самообрушение, в основном, пород висячего бока рудной залежи и искусственно возведенного массива – камеры 4/13ю, 2/6ю, 4/5ю, 2/18ю, 4/9ю, 2/14ю, 2/22ю и 4/21ю.

Как видно из данных, приведенных на рис. 4 и 5, четко прослеживается зависимость отклонения параметров камеры от крепости руды по простиранию месторождения. На севере месторождения, где коэффициент крепости руды достигает $f = 15$, из боков и кровли камеры вывалов почти не наблюдается. И противоположно этому на южном крыле, где коэффициент крепости руды достигает $f = 2 - 3$, происходит значительное количество вывалов. К этому необходимо добавить, что трещиноватость массива также способствует обрушению и еще в большей степени, чем крепость пород. При значительной трещиноватости горного массива разрушаются бока и потолочины камер, даже при значительной крепости руды.

Выводы

В результате выполненных исследований напряженно-деформированного состояние разномодульного массива в переходный период изменения параметров и конфигурации вокруг очистных камер поляризационно-оптическим методом на фотоупругих эквивалентных материалах и обработки данных шахтной документации можно сделать следующие выводы:

1. Участки потолочины, выходящие за бока камеры, имеют в 2 раза эквивалентные напряжения больше более чем в центральной части потолочины и в 1,5 раза, чем у днища. Они концентрируются на изгибах конфигурации камеры со значения одного порядка (2,2-3,2 МПа), а именно, при переходе боков камеры к днищу и на его острие.

2. Максимальные величины концентрации нормальных (сжимающих) напряжений приурочены к откаточному горизонту 640-го метра и оставленными целиками между камерами №1, 2 и №3. Области повышенного давления располагается на уровне выпускных отверстий всех камер горизонта 640 м. В кровле камер этажа 480-580 м сжимающие и касательные напряжения в результате защитного эффекта закладки не превышают предела упругости руд.

3. Обобщая результаты моделирования на эквивалентных материалах поляризационно-оптическим методом можно сделать вывод, что напряженное состояние разномодульного массива имеет прямую зависимость как от конфигурации очистной камеры и фронта очистных работ, так от глубины разработки и физико-механических свойств закладки и руды.

УДК 622.834:622.261.222

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

ВЛИЯНИЕ ГЛУБИНЫ ВЕДЕНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА МАКСИМАЛЬНОЕ СДВИЖЕНИЕ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Наведено результати кореляційного аналізу впливу глибини відпрацювання вугільних пластів на максимальне зрушення земної поверхні. Показано необхідність, при розробці заходів з захисту об'єктів на земній поверхні, розгляду процесів зсуву і ущільнення порід як на стадії ведення очисних робіт, так і після їх припинення.

Приведены результаты корреляционного анализа влияния глубины отработки угольных пластов на максимальное сдвижение земной поверхности. Показана необходимость, при разработке мероприятий по защите объектов на земной поверхности, рассмотрения процессов сдвижения и уплотнения пород как на стадии ведения очистных работ, так и после их прекращения.

Results of the correlation analysis of influence of depth of working off of coal layers on maximum moving of a surface are shown. Necessity is shown by development of actions for protection of objects on a surface and consolidations of rocks both at a stage of stopings and after their termination.

Согласно известным исследованиям [1, 2] и расчетам параметров безопасной подработки земной поверхности [3] одним из главных факторов считается глубина ведения очистных работ. Статистическая обработка экспериментальных данных [4] показала практическое отсутствие корреляционной связи между максимальным сдвижением земной поверхности (η_m) и глубиной разработки (H). Парный коэффициент корреляции (r) для указанной выборки равен 0,26. В производственных условиях практически невозможно проверить значимость рассматриваемого фактора при ведении очистных работ на одном выемочном участке или шахтном поле, так как глубина остается постоянной или изменяется в ограниченном диапазоне.

На основании характера сдвижения земной поверхности над очистной выработкой сделано предположение [1] о постепенном увеличении максимального относительного оседания (отношения η_m к мощности пласта m) с возрастанием глубины разработки. До настоящего времени степень влияния рассматриваемого фактора (H) остается практически неизученной. Установление влияния глубины разработки

на максимальное сдвижение земной поверхности в период ведения очистных работ является актуальной научно-практической задачей, так как знание этой зависимости необходимо при решении многих инженерных задач горного производства.

Целью настоящей работы является установление на основании статистической обработки представительной выборки экспериментальных данных характера влияния глубины (H) на величину максимального сдвижения земной поверхности и проверки гипотезы [1] об увеличении η_m или η_m / m с ростом H. Для достижения поставленной цели к статистической обработке привлекли известные экспериментальные данные [1, 2, 4-15], дополнив их необходимой информацией шахтных служб.

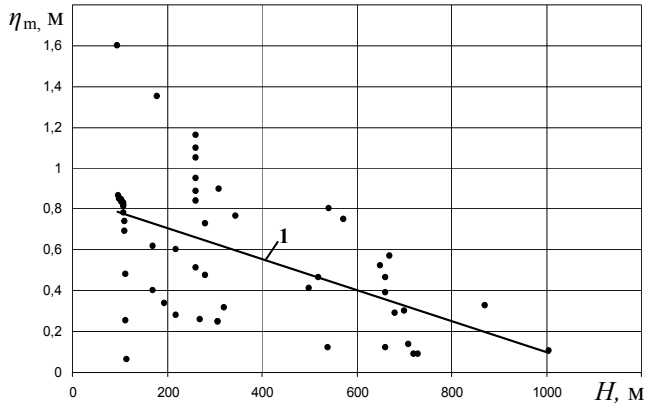


Рис. 1. График зависимости $\eta_m = f(H)$ согласно экспериментальным данным [1, 2, 4-15]; 1– усредняющая прямая; ● – экспериментальные данные

Предварительный анализ (рис. 1) статистической зависимости $\eta_m = f(H)$ показал имеющуюся тенденцию к уменьшению η_m с увеличением Н. Значительный разброс экспериментальных данных указывает на существенное влияние других факторов, что подтверждается небольшим значением (-0,54) парного коэффициента корреляции. О неслучайности такой тенденции свидетельствуют значимость ($t_r = -5{,}59$) и надежность ($m_r = 0{,}097$) коэффициента корреляции. Более отчетливо корреляционная зависимость будет проявляться если производить сравнение не индивидуальных данных, а групповых средних. Вариация групповых средних (межгрупповая вариация) отражает только часть всей вариации изучаемого признака, и именно ту часть, которая обусловлена признаком - фактором, положенным в основании группировки. Другая часть этой вариации обусловлена всеми прочими факторами и находит свое выражение во внутригрупповой вариации, т.е. в вариации индивидуальных данных вокруг групповых средних [16]. В рассматриваемой выборке

глубина ведения горных работ изменялась в диапазоне 94÷1005 м. Группирование исходных данных произвели для интервалов глубин 200 м. Ее результаты приведены в таблице.

Область ее применения ограничена условиями проведения экспериментов ($H = 0{,}94 \div 1005$ м). Исходя из физических представлений значение η_m также ограничена вынимаемой мощностью угольного пласта, минимальное значение m составляло 0,65 м, максимальное – 2,20м, а среднее – 1,25м [1, 2, 4-15]. В рассматриваемых диапазонах изменения глубин среднегрупповые значения мощности незначительно отличались от общего среднего значения величины m. Это свидетельствует, практически, об отсутствии существенного изменения мощности пластов в рассматриваемой выборке от глубины, что подтверждается малым значением парного коэффициента корреляции ($r = -0{,}26$) зависимости $m = f(H)$. На основании изложенного, рассматриваемую зависимость, без большой погрешности, можно заменить прямой (2), параллельной оси абсцисс и проведенной от нее на расстоянии, равном средней мощности пластов анализируемой выборки (рис. 2).

Таблица

ИСХОДНЫЕ СРЕДНИЕ ГРУППОВЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ СТАТИСТИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ С ЦЕЛЬЮ УСТАНОВЛЕНИЯ ВЛИЯНИЯ H НА СДВИЖЕНИЕ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

№ п/п	Диапазон изменения H, м	Количество данных	Среднее значение в интервале				
			H, м	η_m, м	η_m / m	m, м	H / m
1	0 – 200	21	120	0,75	0,72	1,06	120
2	201 – 400	17	275	0,67	0,42	1,63	195
3	401 – 600	5	535	0,51	0,42	1,17	506
4	601 – 800	10	684	0,30	0,27	1,09	663
5	801 – 1000	1	870	0,33	0,34	0,95	916
6	более 1000	1	1005	0,11	0,08	1,3	773

По результатам обработки средних данных получена эмпирическая зависимость

$$\eta_m = 0{,}85 - 0{,}0007 \cdot H \text{, м} \qquad (1)$$

Проведенные исследования показывают, что с увеличением глубины существенно уменьшается значение η_m, что не подтвердило гипотезу [1] о возможном ее увеличении на стадии ведения очистных работ. После окончания очистных работ и процессов уплотнения подработанных пород значение η_m, независимо от Н, по истечению некоторого промежутка времени (ориентировочно от 5 до 50 лет) должно

довольно близко приближаться к значению m . Длительность процессов уплотнения подработанных пород (восстановления исходного состояния) зависит как от их прочностных свойств, так и величины H. При малых глубинах на долю уплотнения пород (η_y) приходится незначительная часть от величины мощности пласта, а с увеличением H эта доля возрастает. Так, например, при глубине 94 м на стадии ведения очистных работ при средней мощности пластов 1,25м, η_m равнялась 0,78 м, а при глубине 1005 м – 0,15 м. В первом случае на уплотнение пород оставалось 0,47 м, а во втором 1,10 м (см. рис. 2). Этот факт, свидетельствует о влиянии, наряду с прочностными свойствами пород, параметра Н на длительность их сдвижения и уплотнения после прекращения очистных работ.

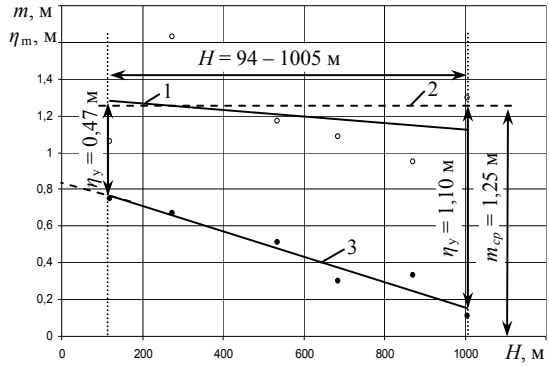


Рис. 2. Зависимость изменения среднегрупповых мощностей пластов (m) и максимального оседания земной поверхности на стадии ведения очистных работ(η_m) от глубины (Н): 1 – зависимость $m = f(H)$, полученная по результатам обработки экспериментальных данных [1, 2, 4-15]; 2 – прямая, соответствующая средней мощности пластов всей выборки; 3 – зависимость $m = f(H)$, полученная по результатам обработки экспериментальных данных [1, 2, 4-15]; η_y – возможная доля смещения земной поверхности за счет уплотнения пород после прекращения очистных работ; ○, ● – экспериментальные среднегрупповые значения соответственно m и η_m

Эмпирическая зависимость (1) и графики рисунка 2 отражают осредненные связи между абсолютными значениями факторов, что затрудняет их использование для условий, отличающихся от параметров статистической выборки.

Влияние факторов H и m, как правило, учитываются во взаимной связи их друг с другом [1]. Например, отношение H / m является одним из важных показателей при установлении условий подработки сооружений на земной поверхности,

охране капитальных выработок, оценке защитных свойств пластов и т.д. Учитывая такую взаимосвязь, целесообразно использовать зависимости не с абсолютными значениями параметров, а с относительными (рис. 3).

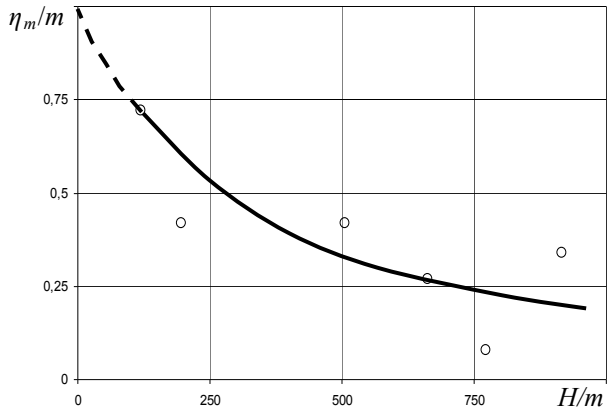


Рис. 3. Зависимость изменения относительных значений η_m / m от H / m на стадии ведения очистных работ согласно статистической обработке данных [1, 2, 4-15]: 1 – усредняющая кривая; ○ – среднегрупповые экспериментальные данные

Это позволяет при разработке методики инженерных расчетов ввести необходимые крайние ограничения изменения параметра η_m / m. Например, исходя из возможных процессов сдвижения и физического смысла, $\eta_m / m = 1$ при $H / m = 0$, и наоборот η_m / m будет приближаться к нулю при стремлении H / m к условной бесконечности.

Проведенные исследования с применением корреляционного анализа экспериментальных данных позволили сделать следующие выводы:

– на стадии ведения очистных работ связь между η_m и H характеризуется достоверной обратно-пропорциональной зависимостью;

– при ведении очистных работ на малых глубинах ($H / m < 250$) средняя величина η_m / m составляет более 0,5, а при значительных глубинах ($H / m \geq 1000$) этот показатель, как правило, не превышает 0,15. При таких соотношениях изменения η_m / m и H / m следует, что большая часть сдвижения пород происходит в период ведения очистных работ на малых глубинах, а при ведении их на больших глубинах основная доля сдвижения и уплотнения пород проявляется через значи-

тельный промежуток времени после окончания отработки пластов. Этот факт особенно важно учитывать при разработке мероприятий по защите объектов на земной поверхности;

– для разработки методики инженерных расчетов максимального сдвижения земной поверхности на базе экспериментальных статистических данных кроме глубины необходимо комплексно учитывать влияние других факторов (степень развития очистных работ, мощность пласта, прочностные свойства подработанных пород).

Список литературы

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

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

3. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях / Министерство угольной промышленности СССР. – М.: Недра, 1981. – 288 с.

4. Борзых А.Ф., Аверин Г.А., Князьков О.В. Прогнозирование максимальных оседаний пород подрабатываемого угленосного массива // Вестник МАНЭБ. – Т.9. – №7(79). – С.- Петербург. – 2004. – С. 34-38.

5. Кодунов Б.А. Метод прогнозирования сдвижения горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений // Уголь Украины. – 1991. – №2. – С. 54-56.

6. Головчанский И.Е., Мартюшев В.С., Гонский Э.Я., Мавроди Ф.И. Опыт подработки автодорожного моста в Западном Донбассе // Уголь Украины. – 1983. – №12. – С. 36-37.

7. Борзых А.Ф., Дядик В.И., Урюпин Е.И Подработка как метод разгрузки пород труднообрушаемой кровли // Уголь Украины. – 1979. – №11. – С. 19-20.

8. Кулибаба С.Б., Голдин С.В., Крюченков А.Ф. Подработка вертикального ствола в условиях объединения Шахтерскуголь // Уголь Украины. – 1993. – №12. – С. 39-41.

9. 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.

10. Иследование закономерностей сдвижения массива горных пород при отработке угольных пластов / Б.И. Мягкий, Л.Я. Шило, В.И. Мякенький и др. // Уголь Украины. – 1972. – №10. – С. 11-12.

11. Борзых А.Ф., Желтиков Ю.Л. Прогнозирование максимальных оседаний пород в пределах подрабатываемой угленосной толщи // Уголь Украины. – 1989. – №7. – С. 9-10.

12. Выемка предохранительного целика под действующим вертикальным стволом / С.Б. Кулибаба, И.А. Южанин, И.А. Колдунов и др. // Уголь Украины. – 1991. –

№8. – С. 28-31.

13. Ларченко В.Г. Влияние подземной разработки угольных пластов на состояние земной поверхности // Вестник МАНЭБ. – №4(12). – С.-Петербург. – 1998. – С. 39-41.

14. Борзых А.Ф., Горовой Е.П. Влияние ширины выработанного пространства на активизацию сдвижения угленосного массива // Уголь Украины. – 1999. – №9. – С. 26-30.

15. Бейлинов Я.И., Шевелев В.Б. Опыт подработки Нововолынского кирпичного завода // Уголь Украины. – 1972. – №7. – С. 51-52.

16. Ряузов Н.Н. Общая теория статистики. – М.: Статистика, 1971. – 368 с.

УДК 622.817.4

© В.Н. Окалелов, В.И. Павлов,
Л.Е. Подлипенская, Ю.В. Бубунец,
С.И. Долгопятенко

УПРАВЛЕНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЕМ ВОЗДУХА В КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЛАВАХ, ОТРАБАТЫВАЮЩИХ ВЫСОКОГАЗОНОСНЫЕ УГОЛЬНЫЕ ПЛАСТЫ

Запропоновано спосіб управління розподілом повітря в очисних вибоях високогазоносних пластів за рахунок використання додаткових пристроїв для механізованого кріплення.

Предложен способ управления распределением воздуха в очистных забоях высокогазоносных пластов за счет применения дополнительных устройств для механизированных крепей.

A new method of management of distribution of air in the mining shafts of highly-gased seams for account of additional devices for mechanized supports is suggested.

Технология подземной добычи угля постоянно совершенствуется. Растет энерговооруженность угольных комбайнов и конвейеров. Создаются механизированные крепи более высокого технического уровня. Однако, высокая производственная мощность очистного оборудования на высокогазоносных пластах зачастую остаётся не реализованной из-за частых срабатываний автоматической газовой зашиты. Для нормализации газовой обстановки необходима подача большого количества воздуха в очистной забой. Согласно актам расследования аварий на угольных шахтах Донбасса наиболее часто взрывы газа метана происходят в очистном забое во время выполнения технологических процессов. Метановыделение в лаве формируется двумя основными источниками – непосредственно из обнаженной поверхности пласта, отбитого угля и выработанного пространства. Вклад в газовую обстановку очистного забоя метановыделения из выработанного пространства довольно высок и изменяется по длине лавы [1]. Кроме этого на глубоких шахтах из-за большой протяженности сетей горных выработок возникают большие потери депрессии, что создает проблему обеспечения достаточным количеством воздуха очистных забоев [2, 3].

В настоящей статье рассматривается повышение эффективности работы очистных забоев на высокогазоносных пластах за счет рационального распределения воздуха. Поставленная цель может быть достигнута путем применения дополнительных устройств для механизированных крепей, позволяющих снизить приток метана из выработанного пространства в очистной забой и увеличить количество воздуха в

очистном забое за счет уменьшения его утечек в выработанное пространство.

Для исследования динамики метанообильности очистного забоя по его длине были проведены поперечные газовые съёмки в двух лавах 28 и 29 орловских лавах пласта k_2 ш. «Молодогвардейская» ОАО «Краснодонуголь», которые проветривались соответственно по возвратноточной схеме 3-М-Н-в-вт с газоотводом и прямоточной схеме 3-В-Н-н-пт. На рис. 1 приведены результаты поперечных газовых съемок в 28 орловской лаве. В результате замеров установлено, что по длине лавы наблюдаются колебания количества воздуха, проходящего по призабойному пространству. Наблюдается ярко выраженная тенденция увеличения метанообильности в призабойном пространстве по мере движения струи вдоль лавы. Вместе с тем просматривается закономерная динамика: с увеличением количества воздуха, увеличивается метанообильность и наоборот, уменьшение количества воздуха приводит к уменьшению метанообильности (например, секции 94, 134, 164, 184).

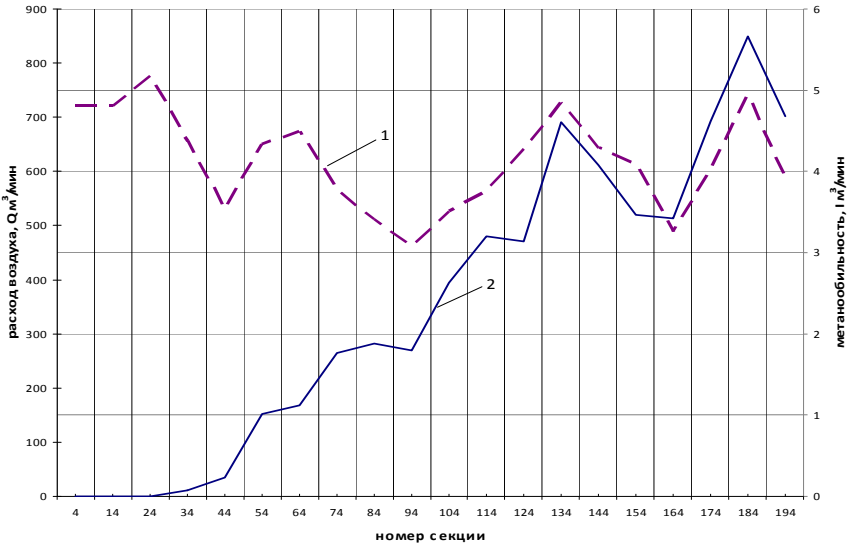


Рис. 1. Изменение расхода воздуха (кривая 1) и метанообильности (кривая 2) по длине лавы при возвратноточной схеме проветривания

По воздухопроницаемому пространству вдоль всей линии очистного забоя проходит постоянное количество воздуха, которое перераспределяется на два потока. Один проходит по поддерживаемому призабойному пространству, а другой – по воздухопроницаемому выработанному пространству. Концентрация метана в этих потоках различна, что позволяет их характеризовать как потоки с низкой интенсивностью турбулентности. Сечение воздухопроницаемого выработанного пространства по длине лавы изменяется в широких пределах и обусловлено длиной консоли зависающих по-

род. Уменьшение площади сечения воздухопроницаемого выработанного пространства приводит соответственно к увеличению количества воздуха, проходящего по поддерживаемому призабойному пространству, и наоборот. Отсюда следует, прирост количества воздуха в призабойном пространстве обеспечивается поступлением воздуха из выработанного пространства, который приносит с собою дополнительное количество метана из выработанного пространства. Таким образом, к метановыделению в лаве добавляется дополнительный источник метановыделения.

Из изложенного следует, необходимость принятия технических решений по обеспечению разделения метановоздушных потоков выработанного и призабойного пространства. Решение задачи возможно путем создания герметичного воздухонепроницаемого ограждения механизированной крепи, препятствующего перетеканию метановоздушных потоков из выработанного пространства в призабойное. Герметизация позволит устранить зависимость параметров метановоздушного потока призабойного пространства от величины сечения воздухопроницаемого выработанного пространства, также будет препятствовать проникновению в поддерживаемое пространство метановоздушной волны, возникающей во время обрушения пород кровли. Естественно предположить, что создание абсолютно герметичной крепи весьма трудоёмкая задача, особенно при передвижке секций. Тем не менее, минимальный уровень герметизации необходим для обеспечения достаточного аэродинамического сопротивления утечкам воздуха из призабойного пространства, а также для предотвращения проникновения из выработанного пространства в зону работы очистного оборудования воздушной волны, образующейся при обрушениях кровли.

Другая проблема это подача необходимого количества воздуха непосредственно в очистной забой. Ряды стоек крепи вдоль очистного забоя, оградительные конструкции механизированной крепи разделяют подаваемую в лаву струю воздуха на два потока, поток А идет по призабойному пространству, а поток В – по выработанному пространству (рис. 2). Количество воздуха в каждом потоке обратно пропорционально аэродинамическому сопротивлению пространств соответственно А и В.

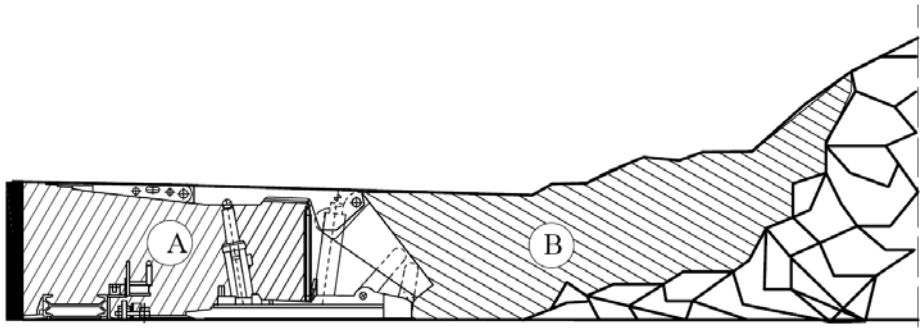


Рис. 2. Распределение потоков воздуха в поперечном сечении лав: А – призабойное пространство, В – выработанное пространство

Удельное аэродинамическое сопротивление призабойного пространства механизированного комплекса последнего поколения, например, КМ138 при мощности угольного пласта 2,2 м составляет 0,06 $\kappa\mu$. Для сравнения у механизированного комплекса первого поколения, у КМ87УМВ при той же мощности 1,95 м оно намного меньше и составляет 0,03 $\kappa\mu$. Отсюда следует, что только за счет повышения аэродинамического сопротивления по призабойному пространству будет проходить в 2 раза меньше воздуха [4]. Повышение аэродинамического сопротивления произошло из-за усовершенствования ограждений, которые приобрели желобоподобную форму, и из-за создания разветвленной сети высоконапорной магистрали.

Улучшение аэродинамических характеристик призабойного пространства возможно двумя путями – за счет повышения герметичности конструкции ограждений механизированных комплексов, а также за счет снижения аэродинамического сопротивления самой механизированной крепи и снижения утечек в выработанное пространство.

Для снижения утечек воздуха в выработанное пространство при применении механизированного комплекса 3МКД90МТ была реализована следующая конструкция парусного устройства. На каждую секцию крепи перед задней стойкой навешивается один элемент паруса. Размеры его по ширине больше ширины секции на 30 мм для обеспечения перекрытия с соседним элементом, а по длине на всю высоту призабойного пространства. Парусное устройство было навешено по всей длине лавы. Схема навески парусного устройства приведена на рис. 3.

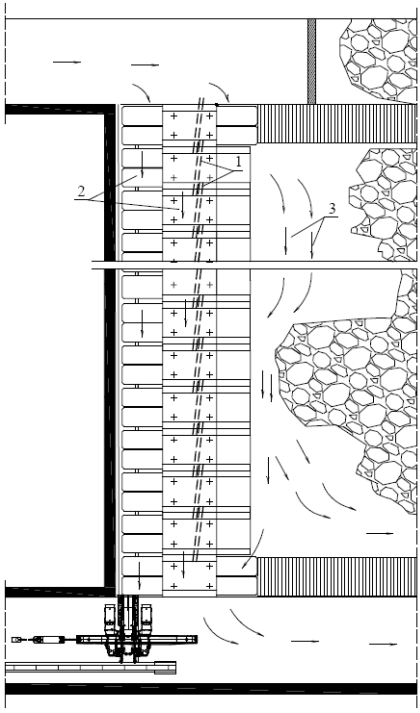


Рис. 3. Схема навески парусного устройства в лаве: 1 – парусное устройство, 2 – призабойное пространство, 3 – выработанное пространство

Испытания эффективности предложенного парусного устройства производилось в 29 орловской лаве пласта k_2 шахты «Молодогвардейская» ОАО Краснодонуголь. Выемочный участок проветривался по прямоточной схеме с подсвежением и газоотводом по неподдерживаемому вентиляционному ходку за счет использования второго вентилятора главного проветривания.

Данные замеров дебита воздуха по контролируемым выработкам приведены в таблице и рис.4.

Таблица

ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ ВОЗДУХА ПО ВЫЕМОЧНОМУ УЧАСТКУ

№ замерных станций и пунктов	Контролируемый воздух	Количество воздуха, $м^3$/мин	
		без паруса	с парусом
1	Поступающий (основной)	950	973
2	Поступающий (подсвежение)	501	500
3	Суммарный поступающий	1451	1473
4	Поступающий в лаву	839	902
5	Исходящий из участка	1340	1402
6	Исходящий из лавы по конв. ходку	840	1031
7	Исходящий из лавы	339	531
8	Газоотвод	111	71
9	Утечки в выработанное пространство	500	371

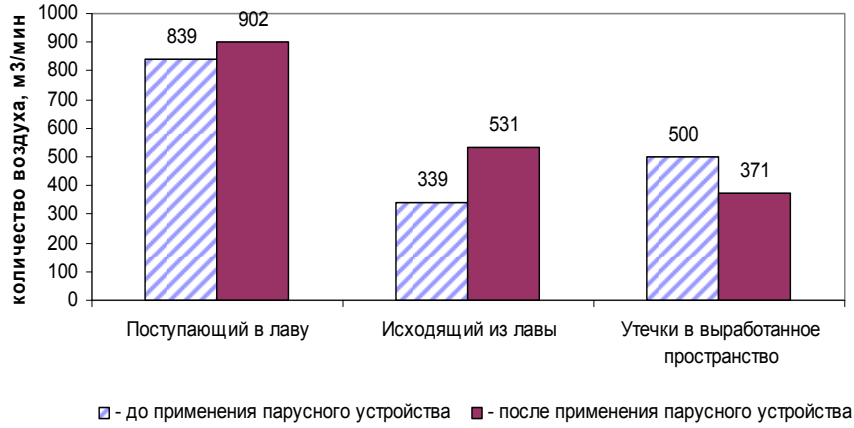


Рис. 4. Перераспределение воздуха по выемочному участку

Как видно из приведенных данных парусное устройство существенно изменило распределение воздуха по выемочному участку. Количество поступающего воздуха в лаву увеличилось на 8%, на выходе из лавы количество увеличилось на 57%, утечки воздуха в выработанное пространство уменьшились на 35%. При этом концентрация метана снизилась: в призабойном пространстве в среднем в 1,1 раза (с 0,55 до 0,5%); в месте установки датчика автоматической газовой защиты в 1,25 раза (с 1,25 до 1,0%), что нормализовало концентрацию метана в нижней части лавы и повысило уровень безопасности в очистном забое.

За счет использования парусного устройства снижаются утечки воздуха в выработанное пространство и, соответственно, за счет этого увеличивается количество воздуха, проходящего по призабойному пространству. Следовательно, может быть увеличен верхний предел нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

Максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на очистной забой рассчитывается по формуле (1) [4]:

$$A_{max} = A_p \cdot I_{оч}^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_{оч} \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}, \qquad (1)$$

где A_p – планируемая нагрузка на очистной забой, т/сут;

$I_{оч}$ – средняя абсолютная метанообильность очистной выработки, м^3/мин;

Q_p – максимальный расход воздуха в очистной выработке, м^3/мин;

C – допустимая согласно ПБ концентрация метана в исходящей из очистной выработки вентиляционной струе, %;

C_0 – концентрация метана в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %.

Используя (1) определим влияние изменения количества воздуха на предельно допустимую нагрузку по газовому фактору:

$$\frac{A_{max2}}{A_{max1}} = \frac{A_p \cdot I_{оч}^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_{оч2} \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}}{A_p \cdot I_{оч}^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_{оч1} \cdot (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}} = \left[\frac{Q_{оч2}}{Q_{оч1}} \right]^{1,93}, \qquad (2)$$

где A_{max_1} и A_{max_2} – максимально допустимая нагрузка на очистной забой соответственно до и после применения парусного устройства;

$Q_{оч1}$ и $Q_{оч2}$ – количество воздуха, поступающего в очистной забой соответственно до и после применения парусного устройства.

Из полученного отношения следует, что увеличение количества воздуха в лаве после установки парусного устройства при прочих неизменных условиях позволяет увеличить верхний предел ограничения нагрузки по газовому фактору в 1,15 раза.

Таким образом, направлением совершенствования механизированных крепей для отработки высокогазоносных угольных пластов является снижение воздухопроницаемости между выработанным и призабойным пространствами за счет герметизации ограждений, а также снижение утечек воздуха в выработанное пространство за счет применения дополнительных устройств. Применение предлагаемого устройства позволяет управлять утечками воздуха в очистном забое.

Список литературы

1. Пучков Л.А. Аэродинамика подземных выработанных пространств /Л.А. Пучков. – М.: МГГУ, 1993. – 267 с.

2. Бокий Б.В. Исследование зависимости газовыделения из подработанного массива от расстояния до очистного забоя / Б.В. Бокий, О.И. Касимов, В.П. Евдокимова // Уголь Украины. – 2007. – №9.– С.23-27.

3. Бокий Б.В. Управление газовыделением в высокопроизводительных лавах / Б.В. Бокий, В.А. Белый, О.И. Касимов // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: Сб. научных трудов МакНИИ: – Макеевка-Донбасс, 2004. – С. 16-27.

4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт (ДНАОТ 1.1.30-6.09.93). Государственный нормативный акт об охране труда. – К.: Основа, 1994. – 312 с.

УДК 622.281.76

© Ю.М. Халимендик, А.В. Бруй,
В.Ю. Халимендик

ПОДДЕРЖАНИЕ СОПРЯЖЕНИЯ ЛАВЫ СО ШТРЕКОМ – ОСНОВА УСТОЙЧИВОСТИ ПОДДЕРЖИВАЕМЫХ ВЫРАБОТОК

Запропоновано графоаналітичний спосіб розрахунку навантаження на кріплення підготовчих виробок. В результаті використання запропонованого способу можливо визначити необхідний опір кріплення на сполученні лави зі штреком, згідно з яким вибираються заходи з підтримання виробок для повторного використання.

Предложен графоаналитический способ расчета нагрузки на крепь подготовительных выработок. В результате использования предложенного способа возможно определить необходимый отпор крепи на сопряжении лавы со штреком, на основании которого осуществляется выбор мероприятий по поддержанию выработок для повторного использования.

The graph analytic method of determination of loading on support in the development workings is offered. As a result of the use of the offered method it is possible to define the necessary rebuff of support on the interface of lava with a drift. The choice of measures on maintenance of mine workings for the reusing is based on the necessary rebuff.

Развитие угольной промышленности возможно за счет повышения конкурентоспособности выпускаемой продукции, а именно – повышения качества и снижения себестоимости. Одной из составных частей в себестоимости добываемого угля являются затраты на проведение, поддержание и ремонт подготовительных выработок.

Отказ от повторного использования выемочных подготовительных выработок приводит к увеличению протяженности и стоимости выработок, необходимых для подготовки выемочного поля, и не позволяет из-за недостаточных темпов проведения подготовительных выработок осуществить своевременное воспроизводство фронта очистных работ. Поэтому особое внимание уделяется бесцеликовой технологии отработки пластов, предусматривающей поддержание выемочных выработок позади очистных забоев с целью их повторного использования.

Учитывая постоянное усложнение горно-геологических условий, увеличение поперечного сечения выработок, их протяженности, рост глубины разработки, проблема поддержания протяженных выработок в устойчивом состоянии во время их эксплуатации приобретает особую актуальность.

На основании исследований поведения подготовительных выработок с различными способами заполнения выработанного пространства на сопряжении со штре-

ком (рис. 1) получена зависимость между величиной вертикальной конвергенции в лаве и вертикальной конвергенцией в охраняемой выработке после прохода лавы, описывающаяся формулой:

$$\Delta B' = 1{,}34\Delta B + 0{,}32 ,$$

где $\Delta B'$ – вертикальная конвергенция в штреке;

ΔB – вертикальная конвергенция в лаве

Коэффициент корреляции $r = 0{,}93$.

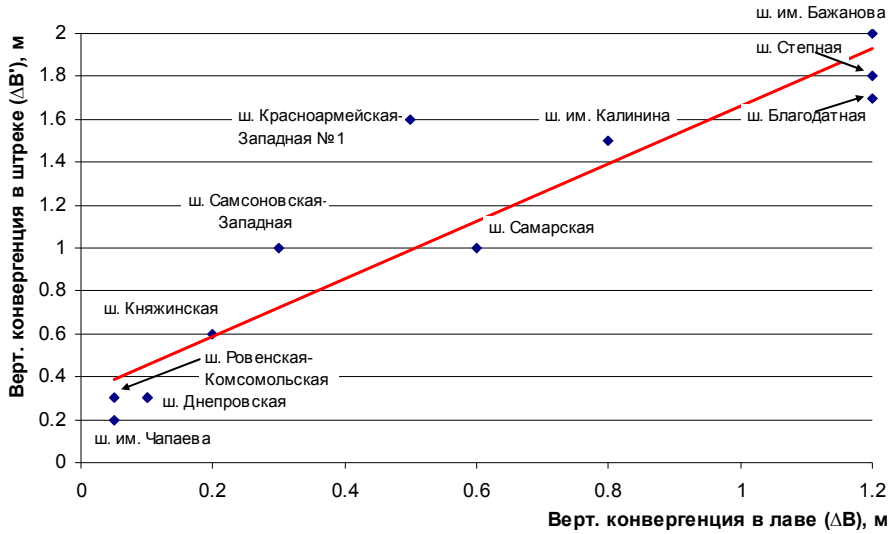


Рис. 1. Зависимость вертикальной конвергенции в штреке от вертикальной конвергенции в лаве

Учитывая тесную корреляционную зависимость между двумя величинами, для повышения устойчивости штрека необходимо минимизировать смещения в краевой части лавы. Поэтому крайне важно правильно организовать крепление сопряжения лавы со штреком. Для успешного решения этой задачи для конкретных условий необходимо знать вес пород, формирующий нагрузку на крепь выработки.

Для определения нагрузки на крепь выработки предлагается использовать графоаналитический способ. Потенциальная энергия упругой деформации изгибающих слоев рассеивается во времени в виде работы разрушения в контуре $ABCD$ (рис. 2).

При этом, положение точки A определено сотрудниками кафедры маркшейдерии НГУ для условий шахт Западного Донбасса в зависимости от глубины. Зависимость ширины зоны наличия техногенных трещин (L) от глубины ведения горных

работ (H) определяется из выражения [1].

$$L = 0{,}03H + 1{,}8 \text{ , м}$$

Для построения зоны, определяющей нагрузку на крепь, из точки A (окончание зоны дезинтеграции пород кровли в виде вертикальных трещин) проводится наклонная линия AM под углом к вертикали, равному углу внутреннего трения пород кровли (φ) [2].

Принимая, что верхняя граница образующейся зоны разрушения в кровле имеет дугообразную форму с выпуклостью вверх, можно ее принять за окружность с радиусом R . Для его определения находим точку (O) пересечения перпендикуляра к линии AM и вертикальной линии по краю секции (органного ряда).

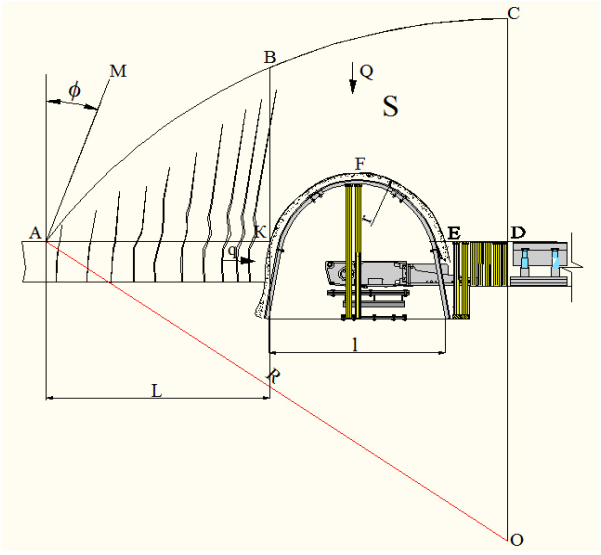


Рис. 2. Схема к расчету нагрузки на крепь охраняемой выработки

Вес разрушенных пород в контуре ABK большей частью удерживается реакцией угольного массива. Призма $KBCD$ формирует вертикальную нагрузку на крепь (Q). Боковая нагрузка q зависит от пластических и хрупких деформаций массива в виде выдавливания краевой части пласта и разрушенных пород. Их объем зависит от вертикальной конвергенции охраняющего штрека.

При постепенном разрушении массива в зоне $ABCD$ система крепи будет получать дополнительную нагрузку при переходе потенциальной энергии в кинетическую.

Из курса сопротивления материалов известно [3], что при ударе падающего тела необходимо к весу падающего предмета применять коэффициент динамичности (k_∂)

$$k_д = 1 + \sqrt{1 + \frac{2H}{\delta_{сж}}},$$

где H – высота падающего тела;

$\delta_{сж}$ – сжимаемость несущего удар тела

При $H = 0$, $k_д = 2.$

В настоящее время этот коэффициент введен в нормативный документ [4]. Таким образом, для определения максимальной нагрузки на систему крепи вес пород в фигуре $KBCDEF$ необходимо увеличивать в 2 раза. Имея нагрузку на крепь, мы можем проектировать отпор крепи, равный или превышающий эту величину. Вес пород удобно определить графо-аналитическим способом.

Высота зоны дезинтеграции пород кровли, то есть расстояние CD должна быть не меньше, чем мощность обрушаемых слоев непосредственной кровли (h), определяемой из известного выражения

$$h = \frac{m}{k - 1},$$

где k – коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли;

m – вынимаемая мощность пласта.

Противодействовать опусканию этих нарушенных пород только с помощью крепи и мер усиления в сечении охраняемой выработки невозможно. Поэтому на сопряжении лавы со штреком производятся работы по недопущению опускания пород кровли по линии ED (рис. 3).

Формирование опорного давления около штрека интенсифицируется после перемещения секций. Поэтому параллельно последней секции необходимо устанавливать не менее двух рядов органной крепи («обрезной ряд» 3, рис. 3). При опускании перекрытия крайней секции крепи кровля должна удерживаться соседней секцией и «обрезным» рядом органной крепи. Несущую способность этих стоек можно оценить их количеством и диаметром.

Допуская, что эти ряды при опускании основной кровли будут разрушены, отпор их должен быть сопоставим с весом пород в блоке $BCDEFK$ (рис. 2).

Краевая часть в лаве нарушена от неупругих деформаций образовавшихся вокруг выемочной выработки, поэтому «обрезные» ряды должны устанавливаться вне этой зоны. Ширину этой зоны (l) можно вычислить по формуле

$$l = h \cdot ctg 45^{\circ},$$

где h – высота нижней подрывки при проведении штрека.

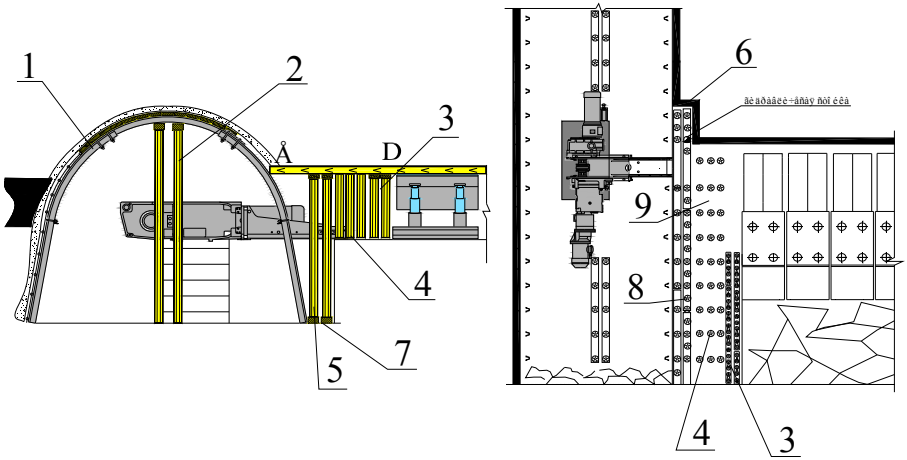


Рис. 3. Схема крепления краевой части лавы: 1 – арочная крепь; 2 – стойки усиления в сечении выработки; 3 – органные ряды вдоль последней секции; 4 – органный ряд в плоскости арки; 5 – стойки усиления в «присечке»; 6 – «присечка» впереди лавы; 7 – штроба по почве; 8 – дополнительная стойка в штробе; 9 – пространство между стойками

В плоскости рамы до «обрезного» ряда необходимо устанавливать стойки в виде органной крепи (4, рис. 3).

После перемещения повышенного горного давления в массив, крепь (1) и стойки усиления (2) не могут сопротивляться давлению пород, а расстояние между обрезным рядом и аркой может привести к смещению пород и образованию свода обрушения. Установка стоек в дезинтегрированной зоне вокруг штрека приведет их к вдавливанию в почву. Поэтому в краевой части разрабатывается «присечка» (6 рис. 3) шириной не более диаметров двух стоек и устанавливаются ремонтины (5 рис. 3) в плоскости органных рядов.

Таким образом, поддержание сопряжения лавы со штреком, исходя из вышеприведенных расчетов, будет препятствовать образованию и распространению свода обрушения над подготовительной выработкой и обеспечит минимальную конвергенцию её бортов.

Список литературы

1. Мониторинг поддержания горных выработок и подготовка данных для разработки рекомендаций по использованию анкерных и рамно-анкерных крепей: Отчет о НИР / Национальный горный университет (НГУ). – №гр 0108U004589. – Д., 2008. – 91 с.

2. Жаров А.И. Закономерности геомеханических процессов при бесцеликовых технологических схемах. – М.: Издательство МГГУ, 2007. – 44 с.

3. Писаренко Г.С. Сопротивление материалов: Учебник для ВУЗов. – К.: Вища школа, 1979. – 696 с.

4. Система обеспечения надлежащего и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования. СОУ-П 10.1.05411357.010:2007. – К.: Минуглепром Украины, 2007.

УДК 622.28.044

© В.И. Никонец

КОМПЛЕКСНЫЙ АНАЛИЗ КАК ВАЖНЕЙШИЙ ИНСТРУМЕНТ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЕКТАМИ РУДНЫХ ШАХТ

Наведено сучасні проблеми аналізу проектів рудних шахт і шляхи їх вирішення.

Приведены современные проблемы анализа проектов рудных шахт и пути их решения.

Modern problems of the analysis of project of ore-mines and way of their decision ore presented.

В современной технической литературе под управлением проектом подразумевается искусство руководить человеческими и материальными ресурсами на протяжении жизненного цикла проекта, а под последним – период времени между моментом возникновения проекта и моментом его ликвидации. [1, 2].

Это определение для проектов железорудных, марганцевых и урановых шахт Украины является неполным, поскольку эти проекты являются крупномасштабными, имеют большой срок службы и еще более продолжительный послеэксплуатационный период, в течение которого продолжается негативное влияние проектов на природную среду и ее обитателей и происходит частичное восстановление нарушенной горными работами поверхностной и подземной экосистем.

Существует гипотеза о том, что Земля – это живая, активная и высокоорганизованная система с собственным внутренним энергетическим источником. Получая все новую и новую прибыль от безжалостной эксплуатации земельных недр, человечество стало на путь самоуничтожения и пока еще продолжает идти этим путем, несмотря на предупреждение ученых. Так, например, на марганцевых шахтах, где применяется технология с обрушением песчано-глинистых вмещающих пород, над рудным пластом залегает около 15 водоносных горизонтов, по которым продукты жизнедеятельности животных и растений (в основном соли) уносятся в мировой океан. Та же гипотеза утверждает, что глина, разделяющая водоносные горизонты, представляет собой протоживую малоизученную породу, обладающую четырьмя признаками живого существа: сохраняет форму, накапливает энергию, реагирует на раздражение и саморазмножается. Последствия разрушения и загрязнения водоносных горизонтов в процессе выемки руды неизбежны и труднопредсказуемы. Так, на рекультивированных участках земли образуются солончаки, которые не пригодны

для земледелия.

В настоящей статье рассматриваются первоочередные меры, направленные на уменьшение потенциального вреда окружающей среде от проектов рудных шахт, предотвращение этого эффекта или его смягчение. В качестве такой необходимой меры рассматривается комплексный проектный анализ.

Существуют следующие основные виды проектного анализа: доинвестиционный, технический, социальный, экономический, финансовый, экологический и другие. Эти анализы производятся как самими разработчиками проектной документации, так и инвесторами на всех стадиях жизненного цикла проекта. В нашей стране практически не проводится проектный анализ международными аудиторскими фирмами. Не проводится анализ и за пределами жизненного цикла проекта.

Поскольку при реализации проектов участвуют три стороны – инвесторы, население и природная среда – все анализы можно объединить в три группы: финансово-экономическую, социальную и экологическую. Учет интересов только одной из сторон, например инвесторов, приводит к неправильной заключительной оценке по проекту в целом. Обычно в современном анализе проектов упускаются следующие вопросы:

– ущерб, который продолжает наносить проект здоровью людей и природе после его закрытия;

– будущие затраты, которые потребуются для снижения нанесенного ущерба;

– результаты международной экспертизы проектов.

Актуальность этих вопросов с каждым годом растет в связи с увеличением численности людей на Земле, а значит и объема промышленного производства, повышением глубины воздействия технологий на природную среду. Отсутствие всеобъемлющего комплексного (генерального) анализа в пределах и особенно за пределами жизненных циклов проектов дорого обходятся народному хозяйству и человечеству.

Алгоритм комплексного анализа проектов рудных шахт приведен на рисунке.

По моему мнению, основным инструментом на доинвестиционной стадии является анализ NPV, на стадии эксплуатации проекта – анализ EVA, а на заключительной стадии – анализ NFV [3]. К моменту завершения проектов уже известны основные финансово-экономические результаты от реализации проектов, сравнительно легко определяются социальные последствия и затраты на их смягчение, а также затраты на восстановление дневной поверхности. В развитых странах, например Англии, процесс восстановления земли на промплощадках шахт до ее первоначального состояния является прибыльным. В итоге, если не учитывать послеэксплуатационные последствия, проекты рудных шахт имеют положительный финансово-экономический результат. С учетом же долговременного воздействия бывших проектов на население и природную среду, многие проекты рудных шахт могут оказаться нежелательными.

Комплексный анализ проектов является синтезирующим, так как учитывает интересы всех названных выше сторон. Его критерий оптимальности включает как объективные, так и субъективные величины общей полезности проектов.

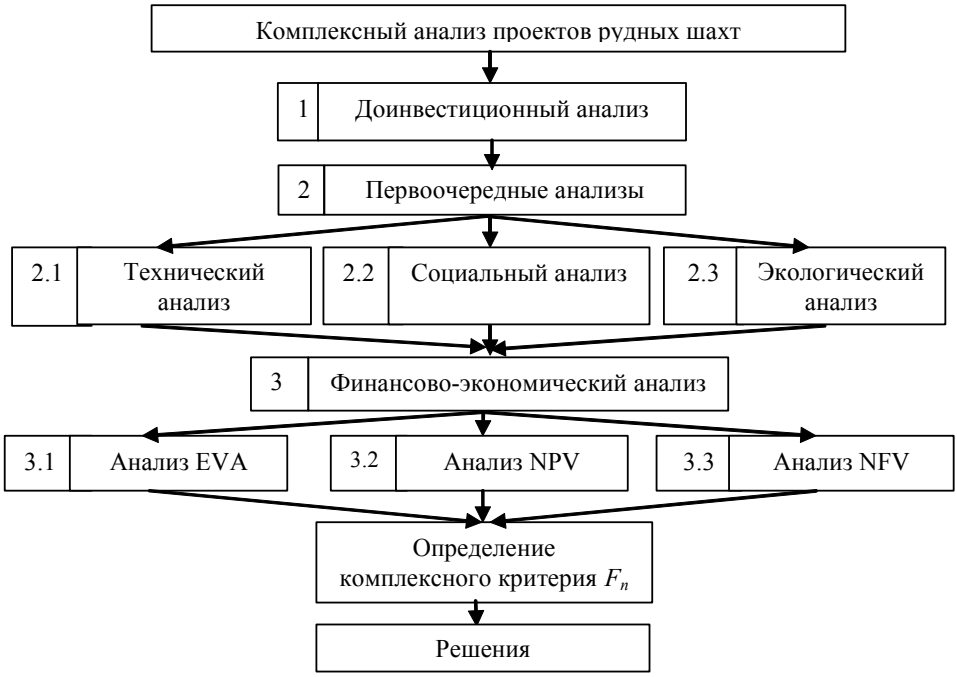


Рис. Алгоритм комплексного анализа проектов рудных шахт

Примером может служить критерий оптимальности в виде суммы взвешенных качеств, которая определяет общую полезность проектов:

$$F_n = \sum_{i=1}^{n} W_i P_i \to max ,$$

где W_i – весовой коэффициент качественных и количественных свойств P_i решения. Эта величина устанавливается исследователями как коэффициент пропорциональности для определения влияния конкретного свойства P_i на общую полезность; она может иметь положительное и отрицательное значение;

$W_i P_i$ – величина, которую можно рассматривать как взнос в общую полезность решения;

$i = 1...n$ – порядковый номер свойства [4].

Основная цель такого исследования общей полезности проектов рудных шахт заключается в том, чтобы оказать помощь инспектирующей международной организации при принятии решения о целесообразности дальнейшей эксплуатации месторождения прежней технологией. Последствия такого решения могут быть следующие:

– прекращение разработки месторождения;

– поиск и применение экологически безопасной технологии;

– совершенствование международного законодательства по разработке недр Земли;

– многолетнее восстановление нарушенной природной среды.

Таким образом, применение комплексного анализа на основе синтезирующего критерия полезности, учитывающего интересы трех участников проектов рудных шахт, а также проведение международной экспертизы проектов, снизит негативное воздействие проектов на окружающую среду, существенно повысит их качество и безопасность жизнедеятельности людей на планете.

Список литературы

1. Волков И.М., Грачева М.В. Проектный анализ. – М.: Инфра, 2004. – 495 с.

2. Кучеренко В.Р., Маркітан. Управління діловими проектами. – К.: ЦНЛ, 2005. – 279 с.

3. Ступник Н.И., Никонец В.И. Методология управления проектами рудных шахт // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: Научн.-исслед. сб. КТУ. – 2010. – С. 7-10.

4. Кутковецький В.Я. Дослідження операцій. – К.: Видавничий дім «Професіонал», 2005. – 259 с.

УДК 622.012.2

© А.И. Коваль, С.И. Демченко,
В.И. Тарадай, П.В. Тищенко,
Ю.Л. Богатырев

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ. КОМПЕНСАЦИЯ РЕАКТИВНОЙ МОЩНОСТИ

Розглянуті питання енергетичної безпеки, що впливають на «живучість» вугільних шахт та безпеку праці гірників. Запропоновані нові схемотехнічні та організаційні шляхи їх вирішення.

Рассмотрены вопросы энергетической безопасности, влияющие на «живучесть» угольных шахт и безопасность труда горняков. Предложены новые схемотехнические и организационные пути их решения.

Questions of energy safety that influence “life” of coal mines and labour safety of miners are examined. New scheme-technical and organization ways of ways of ore proposed.

Многие угольные шахты Украины выполняют производственную программу в сложных горно-геологических условиях:

– критические глубины выемки угля (1000-1500м) с высоким давлением вмещающих пород и, как следствие, мощными выбросами метана;

– систематическое, с ростом глубины, усложнение топологии горных выработок и соответствующее ухудшение условий проветривания добычных и очистных забоев;

– обильные водопритоки, усложнение работы системы шахтного водоотлива и постоянная угроза затопления;

– высокие температуры в местах ведения работ;

– сложности разработки маломощных и крутопадающих пластов;

– одновременное ухудшение условий эвакуации работающих в аварийных ситуациях.

Таким образом, существует группа природных и технических факторов, определяющих высокий уровень риска при добыче угля в Украине. Противостояние этим факторам (кроме выбросов метана) осуществляется системами вентиляции и водоотлива, надежная работа которых зависит от бесперебойности, надёжности и безотказности всех уровней электроснабжения, а также технического состояния основного электрооборудования и главных приводов.

В разделе IX базового для энергетической отрасли Государственного документа «Енергетична стратегія України на період до 2030 року» указаны основные приоритеты:

– повышение надежности и эффективности энергоснабжения;

– повышение уровня безопасности, стойкости и живучести энергетических объектов;

– проведение мониторинга безопасности объектов энергетики;

– максимальное использование отечественного научно-технического потенциала.

Однако, за последние два десятилетия никаких существенных реновационных (не говоря уже об инновационных) процессов в отечественной энергетике не наблюдалось. Наблюдалось совершенно обратное: существенное снижение надёжности электроснабжения и увеличение числа отказов при срабатывании коммутационных аппаратов в сетях энергоснабжающих организаций вследствие неудовлетворительного технического обслуживания и высокой степени физического износа.

Поскольку системы вентиляции и водоотлива угольных шахт, по сути, являются системами обеспечения жизнедеятельности и безопасности работающих и, одновременно, «живучести» самих шахт, как техногенных объектов, авторы предлагают рассматривать два уровня факторов, влияющих на работу этих систем:

- внешнюю энергетическую безопасность, определяемую техническим состоянием оборудования поставщика электроэнергии, который должен нести ответственность за внезапные перерывы в электроснабжении;
- внутреннюю энергетическую безопасность определяемую:

– техническим состоянием собственной системы электроснабжения и ответственных приводов и механизмов (клетевой и скиповой подъемы, системы вентиляции и водоотлива);

– учётом электромагнитной совместимости отдельных электроприемников и элементов системы электроснабжения;

– наличием системы непрерывного мониторинга фактического состояния ответственных приводов и механизмов.

При этом затраты на повышение внутренней энергетической безопасности следует определять не по схеме «затраты-прибыль-окупаемость», а по схеме «затраты-ущерб от потери объекта-компенсации погибшим».

Характерным примером низкого уровня внешней энергетической безопасности может служить происшествие на шахте «Кураховская» 14.03.2010 г., когда из-за внезапного (без предупреждения) отключения подачи электроэнергии на районной подстанции произошло нарушение работы системы проветривания и 113 горняков были экстренно эвакуированы.

Следовательно, шахта понесла убытки по внешним причинам (хорошо, что в данном случае обошлось без жертв) и эти убытки поставщиком электроэнергии не компенсировались.

В данном докладе авторы обращают внимание на два аспекта внутренней энергетической безопасности:

– качество электрической энергии и электромагнитную совместимость электротехнического оборудования;

– необходимость непрерывного контроля (мониторинга) технического состояния ответственных электроприводов и механизмов.

Рассмотрим вопрос электромагнитной совместимости элементов системы электроснабжения (СЭС) на примере конденсаторных установок (КУ).

Для объектов с напряжением до 1000 В вопросы компенсации реактивной мощности (КРМ) отработаны в полном объеме и на рынке Украины существует широкий спектр оборудования (плёночные силовые конденсаторы, конденсаторные контакторы с демпфированием токов подключения, конденсаторные фильтры для защиты от высших гармоник токов и напряжений, микропроцессорные регуляторы мощности КУ и др.).

Что касается электрических сетей 6-10 кВ, то проблема с регулирование мощности таких КУ решилась с появлением вакуумных выключателей и контакторов на указанные напряжения. Однако, высокая стоимость вакуумных аппаратов не позволяет создавать КУ большой суммарной мощности (1000 кВАр в единице) с большим числом ступеней относительно малой мощности. Поскольку вакуумные аппараты не способны демпфировать токи подключения ступеней КУ, в сети возникают значительные «провалы» напряжения, негативно влияющие на работу систем релейной защиты (особенно-микропроцессорных), телеуправления и компьютерных сетей. В этом заключается одна сторона электромагнитной несовместимости мощных КУ-6 (10) кВ с качеством напряжения в этих сетях.

С другой стороны, появление в этих сетях высших гармонических тока и напряжения может приводить к повреждению КУ.

Известно, что сопротивление конденсатора определяется как:

$$X_c = 1/(2\pi fc),$$

где c – емкость конденсатора;

f – частота.

Так, например, для 13-й гармоники сопротивление конденсатора окажется в 13 раз ниже, чем на основной частоте (50 Гц) и конденсатор будет «пробит» током этой гармоники даже при относительно небольшом её уровне в сети. Следовательно, до начала установки КУ в сети 6-10 кВ необходимо знать уровень гармоник в этой сети. Появление гармоник может быть вызвано наличием собственных приводов с тиристорным (частотным) регулированием (электромагнитная несовместимость «конденсатор-тиристорный привод») либо поступать извне, через сети 6-10 кВ.

Поэтому, разработка проекта компенсации реактивной мощности для шахт должна, безусловно, начинаться с этапа измерения состава и уровней внешних гармоник в сетях 6-10кВ.

Наличие гармоник существенно повышает стоимость КУ из-за необходимости дополнительной установки фильтрующих устройств, защищающих конденсаторы. По мнению авторов, в этом случае выгоднее компенсировать реактивную мощность по предлагаемой схеме (рис.1). При этом регулируемые КУ в сетях 6-10 кВ не применяются, что даёт выигрыш за счёт стоимости вакуумных выключателей (контакторов) и отпадает необходимость фильтров гармоник, поскольку эту роль берёт на себя промежуточный трансформатор (ПТ). Также отсутствует необходимость в специальных контакторах (К) с ограничением токов коммутации в сети 0,4 кВ, посколь-

ку броски токов включения конденсаторов также гасятся ПТ. Таким образом, предлагаемая схема оказывается дешевле традиционных схем и эффективнее в реализации регулирования.

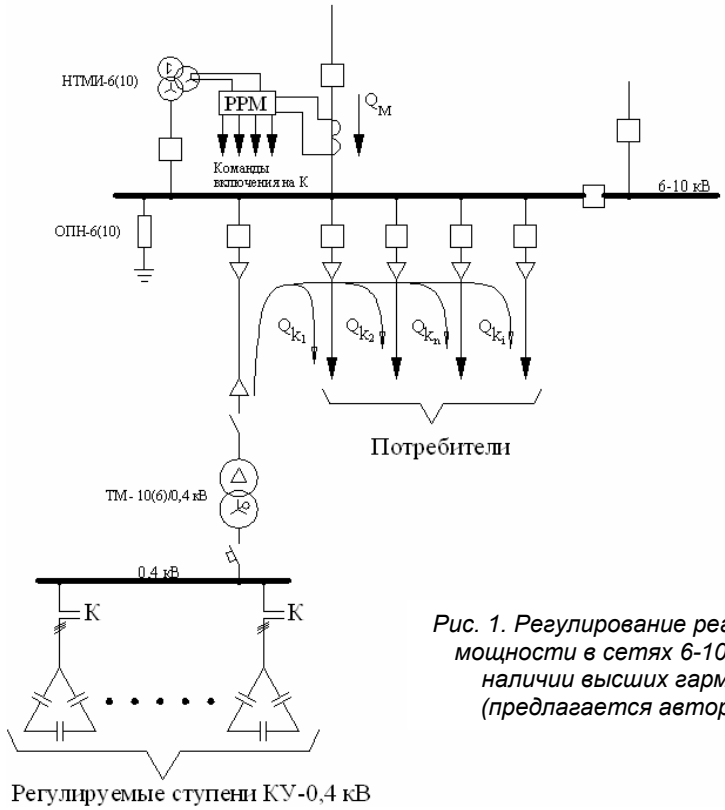


Рис. 1. Регулирование реактивной мощности в сетях 6-10 кВ при наличии высших гармоник (предлагается авторами)

При отсутствии гармоник и наличии крупных электроприводов в сетях 6-10 кВ предпочтительнее использовать предлагаемую схему (рис. 2). Её применение обусловлено изменениями в «Правилах технічної експлуатації електроустановок споживачів» (п.6.9.2), которые допускают использование совмещенной пусковой аппаратуры конденсаторов и приводов (т.е. индивидуальную компенсацию – ИКУ). Чем больше мощность приводов требующих ИКУ в сетях 6-10 кВ, тем эффективнее становиться предлагаемая схема, поскольку снижается требуемая мощность ПТ, позволяющая использовать вместо выключателя мощности (В) – выключатель нагрузки, регулирование становиться более «гладким» за счёт большого числа ступеней КУ-0,4 кВ с малой мощностью каждой ступени.

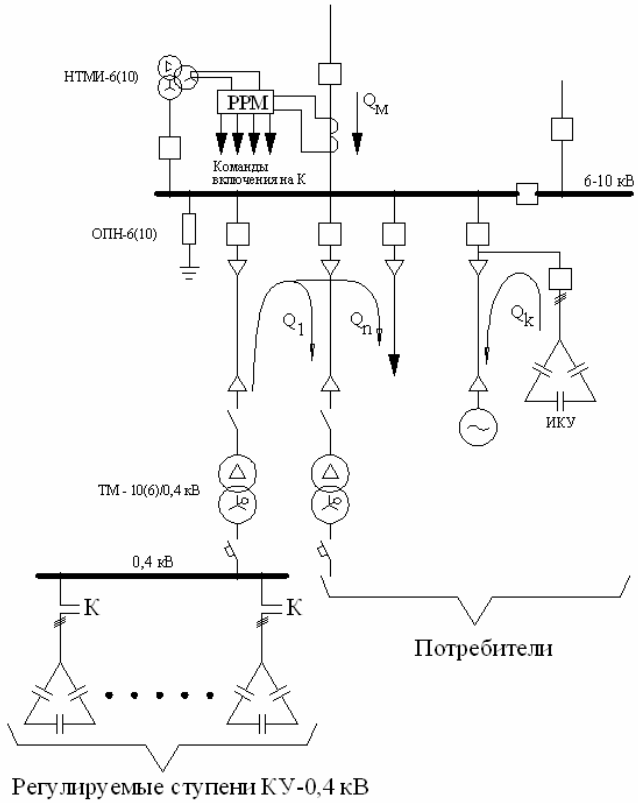


Рис. 2. Комбинированная схема регулирования реактивной мощности индивидуальными и групповыми КУ (предлагается авторами)

Решение задачи мониторинга машин и механизмов предлагает отказ от существующей схемы планово-предупредительных ремонтов (ППР), недостатками которой являются:

– потерянное время и ресурсы в тех случаях, когда состояние двигателя и механизма оказывается удовлетворительным, и в ремонте нет необходимости;

– зависимость последующих эксплуатационных характеристик от качества ремонта (зачастую после ремонта наблюдается быстрый выход привода или механизма из строя из-за плохой «посадки» подшипников, не обеспечение требуемых зазоров в системе ротор-статор» двигателя и др.);

– обнаружение отсутствия необходимости ремонта выявляется при разборке двигателя и механизма, а при последующей сборке возможны те же дефекты (см. выше);

– длительные простои из-за необходимости поиска неисправностей.

Мировая практика показывает, что более эффективной является система технического обслуживания по фактическому состоянию оборудования (ТОФС), которое непрерывно контролируется методами неразрушающего контроля:

– измерение вибросигналов на опорах агрегата (двигатель – муфта – механизм) с непрерывным временным и спектральным анализом данных (рис. 3);

– ваттметрография – анализ изменения потребляемой мощности во времени и спектральный анализ ее колебаний;

– регистрация интенсивности частичных разрядов в изоляции.

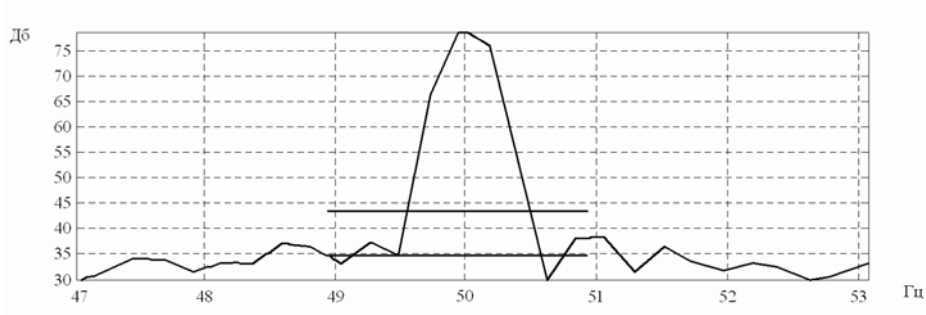


Рис. 3. Пример обнаружения дефекта крепления стержней ротора крупного асинхронного двигателя

Такой подход позволяет выявить остаточный ресурс по изменению основных трендов и заблаговременно подготовиться к ремонту (рис. 4).

Здесь следует особо отметить, что существующие системы релейной защиты работают по принципу «отсекай поврежденное». Единственная защита, которая защищает собственно двигатель – это защита от перегрузки, однако, чаще всего перегрузка возникает в результате неисправности механизма, муфты, подшипников и т.д., что опять-таки требует времени на поиск неисправности и ремонт.

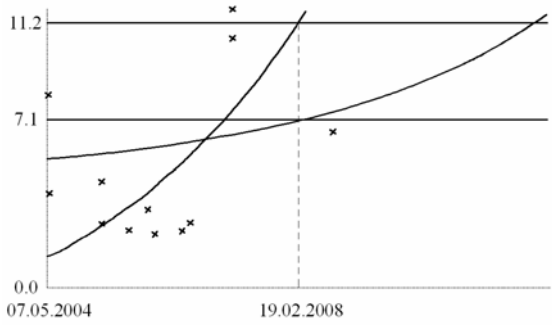


Рис. 4. Пример прогнозирования остаточного ресурса изоляции статора крупного насосного агрегата (прогнозируется выполнить ремонт до 19.02.2008 г.)

Система ТОФС позволяет предотвратить крупные неисправности и заранее спланировать ремонт, поскольку указывает ожидаемые дефекты, в результате чего:

– устраняется время поиска неисправностей;
– сокращается ремонтный период;
– увеличиваются интервалы обслуживания;
– снижается травматизм персонала из-за отсутствия «авральных» ситуаций.

Стационарный программно-технический комплекс «АС-диагностика-СВО» предназначен для мониторинга следующего оборудования:

– синхронных и асинхронных двигателей 6-10 кВ мощностью 75-7000 кВт (в том числе – взрывозащищенного исполнения);
– силовых трансформаторов 110/35/6-10 кВ мощностью 10-25 мВА;
– силовых конденсаторов 6-10 кВ;
– выключателей мощности 6-154 кВ;
– силовых кабельных линий 6-10 кВ.

Для мощных электроприводов стоимость системы мониторинга составляет порядка 15% стоимости аналогичного нового привода. Подобные системы внедрены на целом ряде объектов Украины (например, НПО «Азот», г. Черкассы) и Беларуси.

Главным же преимуществом ТОФС является возможность избежать значительных ущербов от аварий и гибели персонала.

В настоящее время компания «ЭНЕКО» и «Датос ЛТД» проводят работы по интегрированию систем учета энергоресурсов и мониторинга оборудования с целью расширения функций и снижения общей стоимости за счет использования единых информационных каналов.

УДК 622. 112.4: 622.013.362

© А.М. Кузьменко, В.Д. Рябичев,
В.Н. Почепов

ЗНАЧЕНИЕ УРОВНЯ ТЕХНОЛОГИЧНОСТИ ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ОЧИСТНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Запропоновані критерії оцінки рівня технологічної готовності запасів виїмкового поля вугільних пластів у вигляді коефіцієнтів технологічності й використання моторесурсу засобів механізації добування вугілля для визначення ефективності застосування високопродуктивних очисних комплексів у складних гірничо-геологічних умовах Донбасу.

Предложены критерии оценки уровня технологической готовности запасов выемочного поля угольных пластов в виде коэффициентов технологичности и использования моторесурса средств механизации добычи угля для определения эффективности применения высокопроизводительных очистных комплексов в сложных горно-геологических условиях Донбасса.

Criteria of deposits' technological readiness level in on extraction field of coal seams is proposed as the processibility coefficients and use of mechanized equipment life for determination of face complexes application efficiency in complex mining-geological conditions of Donbas.

Донецкого угольный бассейн Украины характеризуются сложными горно-геологическими условиями разработки: малой мощностью угольных пластов, большой глубиной разработки, высокой газообильностью, склонностью многих пластов к внезапным выбросам угля и газа, слабыми вмещающими породами. На 25 шахтах (11,5%) горные работы ведутся на глубинах 1000-1300 метров. Условия разработки угольных пластов на достигнутых глубинах весьма сложные. Совокупность горно-геологических негативных факторов требует совершенствования технологии разведки, подготовки и добычи угля.

Мощность разрабатываемых угольных пластов составляет 0,65-2,39 м, преобладающее распространение имеют пласты мощностью 1,0-1,5 м. Увеличение среднединамической мощности разрабатываемых пластов обусловлен увеличением объёмов присечек боковых пород на пластах менее 1,0м, как следствие, повышением зольности добываемого угля. Уголь относится к классу гумитов, иногда содержит сопропелево-гумусовые прослои.

В кровле пластов залегают аргиллиты, иногда алевролиты, песчаники, редко

известняки. Почва угольных пластов представлена аргиллитами или алевролитами. Коэффициент рабочей угленосности продуктивной толщи составляет в среднем 0,77.

В настоящее время достигнутые высокие нагрузки на очистной забой относятся к случаям разработки угольных пластов, залегающие в благоприятных горно-геологических условиях, на шахтах Донбасса и в других угольных бассейнах мира. Средний уровень комплексной механизации очистных работ 65,8%, достигая на ряде шахт 100%. Высокой нагрузки на лаву достигнуто на шахтах «Красноармейская-Западная», «Краснолиманская», «им. Засядько», «Красный Партизан», где среднесуточная добыча из одного очистного забоя достигает 3-5 тыс. т, а суточное подвигание составляет 8-12 м.

Большинство лав шахт Донбасса, оборудованных высокопроизводительными очистными механизированными комплексами, работают в сложных горно-геологических условиях. Это приводит к большим простоям и потери рабочего времени. Затраты на приобретение комплексов оказываются не оправданными из-за несоответствия горно-геологических условий техническим требованиям данного класса механизмов. Достигнуть высоких результатов сложно, поскольку запасы угля не соответствуют технологии, которая заложена в работу механизированных комплексов.

Задача по обеспечению стабильной и высокопроизводительной нагрузки является многофакторной, которая не может решаться за счет отдельных мероприятий по ликвидации того или иного последствия изменения условий, тем более замены очистного оборудования в одном выемочном столбе. Возникает вопрос в том, в какой мере запасы угольного пласта пригодны к отработке высокопроизводительными механизированными комплексами и отвечают по степени готовности к очистной выемке.

В работе [1] авторы разделяют запасы выемочного столба на категории и группы по условиям залегания угольных пластов, которые по вынимаемой мощности с большой натяжкой можно применить в условиях Донбасса, но по условиям геологической нарушенности, подготовленности запасов к началу очистной выемки данная оценка вполне приемлема.

Прежде всего, необходимо рассмотреть структурные изменения во вмещающих породах, которые могут встретиться в выемочном поле при очистной выемке. К таким структурным изменениям относятся геологические нарушения, которые требуют корректировки технологии или выполнения мероприятий для приведения массива в соответствие с техническими условиями применения средств механизации (рис. 1). Вопросы подготовленности запасов к очистной выемке включают целый комплекс горных работ. К ним относятся проведение выемочных штреков, разрезной печи и монтажной камеры, монтаж оборудования и транспортных средств до комплектации оборудования на выемочном участке и квалифицированных кадров. Это важные составные части общей системы функционирования очистного забоя. Однако для обеспечения высоких нагрузок на лаву необходимо учитывать состояние массива горных пород, его свойства и процесс формирования нагрузок на крепь очистного забоя и выемочных выработок. Возможность обрушаться непосредственной кровли при обнажении, склонность пластов к геодинамическим явлениям и угля к самовозгоранию.

Для рационального расположения подготовительных выработок желательно

знать напряженное состояние тектонического блока и ориентировку горизонтальных напряжений. При параллельном расположении выемочных выработок к горизонтальной составляющей напряжений затраты на поддержание выработок снижаются в 1,5-2,0 раза [1, 2]. Данный подход к планированию развития горных работ приемлем при начальном положении отработки части шахтного поля, в условиях уже принятых проектных решений знание расположения поля напряжений позволяет выбирать плотность крепи и прогнозировать затраты на поддержание выемочных выработок.

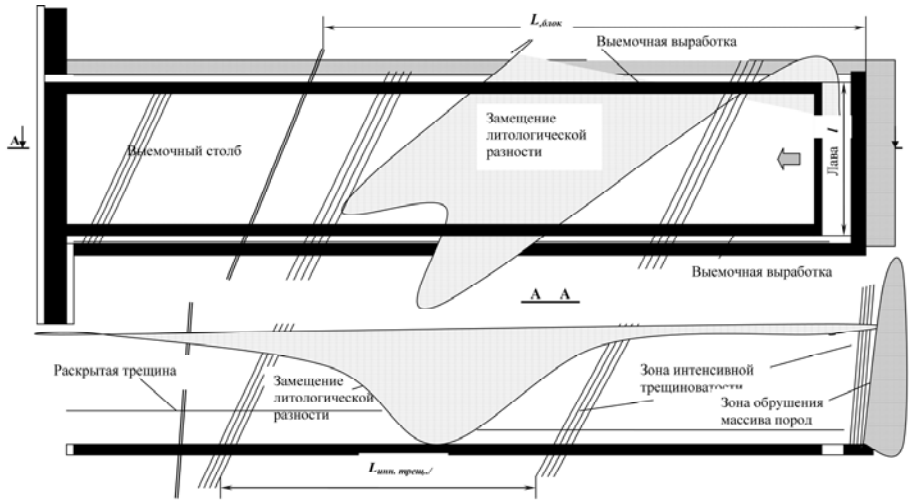


Рис. 1. Схематичное изображение изменения структуры массива горных пород в выемочном столбе

Анализ структурного строения массива вмещающих пород и изменения на протяжении отработки выемочного столба является основой при выборе очистного оборудования по критерию минимального сопротивления секций механизированной крепи. Данный критерий устанавливается по коэффициенту тяжести кровли с учетом участков изменения структуры вмещающих пород и скорости подвигания забоя. Установлено, что скорости подвигания забоя и структура вмещающих пород оказывают существенное влияние на механизм сдвижения пород и характер формирования нагрузки на элементы крепи.

Известен способ достижения максимальных нагрузок на лаву, в котором сохранение устойчивости кровли в зоне работы комбайна зависит от ширины его захвата [1]. По степени готовности запасов к очистной выемке выделяют четыре группы: высокотехнологичные, технологичные, низко технологичные и нетехнологичные. Применение на шахтопластах высокопроизводительных очистных механизированных комплексов для последней группы запасов нецелесообразно по причине нереальности достичь высокой нагрузки на очистной забой. Наличие зональности в

структурном строении вмещающих пород Донецкого бассейна относит запасы к третьей группе технологичности запасов, где необходимо выполнять мероприятия по обеспечению технологичности запасов.

Учитывая возможные варианты сочетания зональности в структурном строении вмещающих пород, выполняемые мероприятия должны обеспечивать приемлемые горные условия для эффективного применения очистного оборудования на всем протяжении отработки выемочного столба.

Установлено, что в горно-геологических условиях залегания пластов на больших глубинах Донбасса эффективное применение интенсификации технологии очистной выемки сдерживается природными и техногенными образованиями структур вмещающих пород. Для выполняемых мероприятий по стабилизации устойчивости пород в очистных и выемочных выработках предлагается классификации зон структурных изменений массива вмещающих пород, требующих регулирования технологических процессов горных работ в выемочном столбе (рис. 2).

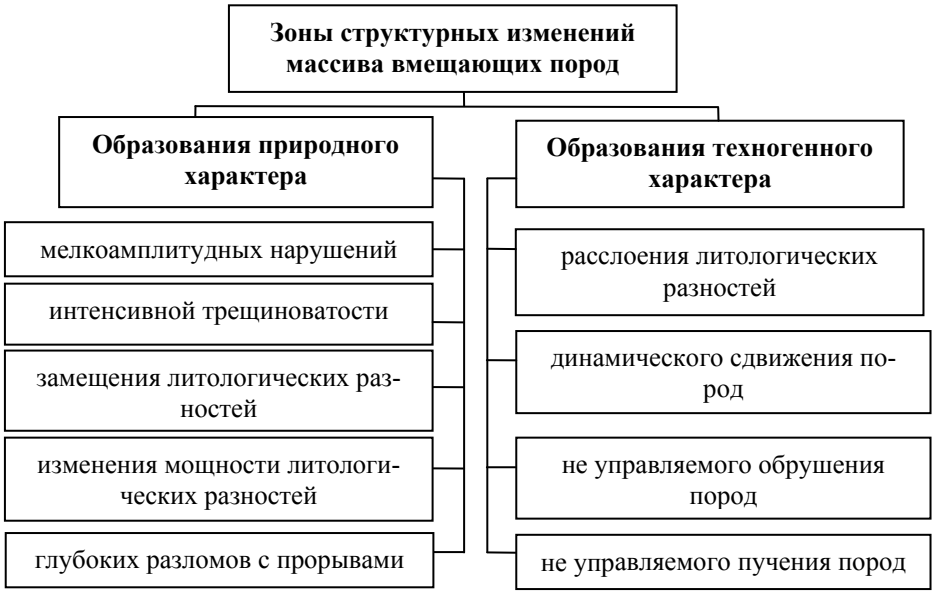


Рис. 2. Классификация зон структурных изменений массива вмещающих пород

К основным образованиям природного характера относятся мелкоамплитудные геологические нарушения, зоны интенсивной трещиноватости и динамических сдвижений пород, замещения литологических разностей и их изменения мощности, а также зоны глубоких разломов с возможным прорывом воды в горные выработки. К образованиям техногенного характера относятся зоны расслоения литологических разностей, динамических сдвижений пород, не управляемого обрушения пород и

пучения пород.

Влияние этих факторов проявляется в пучении почвы и деформировании выемочных выработок, обрушении пород в рабочее пространство очистного забоя, трудности поддержании сопряжений лавы с выемочными выработками, усилении нагрузки на элементы крепи.

Эффективность технологии высокомеханизированных очистных забоев определяется коэффициентом машинного времени, безремонтным поддержанием выемочных выработок и наличием локального контроля над состоянием массива вмещающих пород при своевременном выполнении запланированных профилактических мероприятий. Рассматривая выемочный столб, как целостный объект деятельности добычного участка по осложняющим факторам, которые требуют общего согласования во времени выполнения разноплановых профилактических работ, можно выделить четыре зоны. К ним относятся: замещение литологических разностей, ликвидация прорывов воды в трещиноватых массивах и глубоких разломах, а также внезапные нагрузки на крепь при зависании мощных и крепких породных слоев.

Каждая из этих зон имеет свои особенности и требует привлечения дополнительных ресурсов и оборудования для успешного ее преодоления очистными работами. Зоны с разным структурным строением массива вмещающих пород отличается характером проявления горного давления. Данная особенность становится очевидной при выемке угля высокомеханизированными комплексами, которые могут перемещаться в массиве с достаточно большой скоростью суточного подвигания.

Для обеспечения стабильной нагрузки на очистной забой и эффективной выемки угля необходимо установить технологичность запасов в выемочном столбе и их соответствие техническим условиям средств механизации. Такой подход позволит заранее определить перечень мероприятий по повышению эффективности работы участка и целесообразность их выполнения в конкретных зонах структурных изменений. На стадии разработки прогнозного горно-геологического паспорта выемочного столба определяется протяженность зон и их вероятная площадь распространения в массиве, тип литологических разностей замещения и их мощность. Уточняются физико-механические свойства вмещающих пород, устойчивость слоев непосредственной кровли и почвы, возможные притоки воды и выделение газа в горные выработки. Определяется расположение и раскрытие систем трещин в массиве и их ориентация к плоскости забоя лавы. При изучении приведенных факторов необходимо рассматривать всю стратиграфию породного массива, чтобы учесть механизм формирования горного давления. Уровень достоверности полученной исходной информации достаточный для прогнозирования возможного проявления горного давления, так как при столбовых системах разработки запасы оконтурены горными выработками. Определены качественные и количественные показатели по кондиции угля.

Рассматривая геомеханическую задачу, как определяющую эффективность применения механизированных очистных комплексов, необходимо обеспечить технологичность запасов путем выполнения мероприятий по зонам и их распределения по выемочному столбу с учетом времени на их реализацию. Расчетная схема к определению технологичности запасов в выемочном столбе приведена на рис. 3.

Каждая из зон характеризуется площадью, в которой необходимо выполнить

мероприятия, разные по технологии и продолжительности времени воздействия на массив. Принимая постоянство длины лавы для выемочного столба в качестве оценивающего параметра влияния на технологические процессы можно принять протяженность зоны в направлении подвигания очистного забоя. Это вполне приемлемое допущение, так как даже небольшая площадь на отдельном отрезке лавы приводит к общей задержке подвигания очистного забоя.

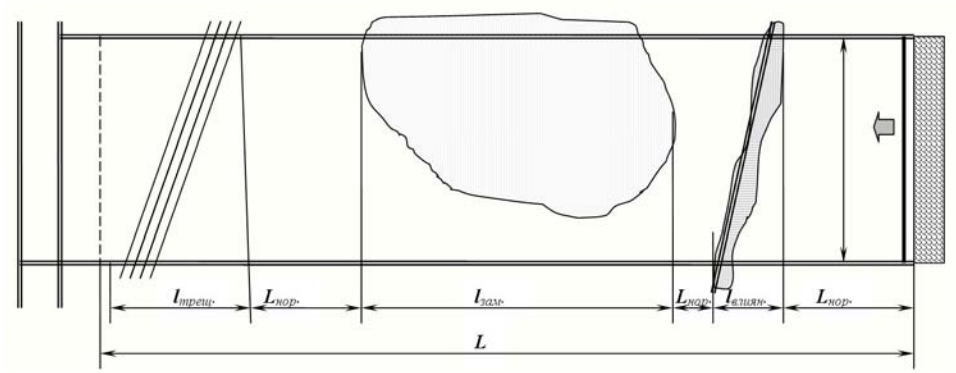


Рис. 3. Расчетная схема к определению технологичности запасов в выемочном столбе

Объем выполнения дополнительных мероприятий зависит от степени сложности изменения геомеханических характеристик от технических условий применения механизированных комплексов. Он же определяет затраты на их реализацию по всем технологическим и организационным вопросам.

Для оценки влияния осложняющих факторов на эффективность применения механизированных комплексов предлагается ввести коэффициент технологичности запасов ($k_{техн}$), который показывает, какое соотношение объема запасов залегает в горно-геологических условиях за пределами техническим условиям комплекса к общему количеству запасов угля в выемочном поле. Учитывая последовательность прохождения очистным забоем зон различной технологической подготовки запасов, коэффициент технологичности запасов может быть представлен произведением коэффициентов различной технологической сложности вида

$$k_{техн.} = \prod_{i}^{n} k_i \,. \tag{1}$$

где k_i – коэффициент технологической сложности i зоны, в которой необходимо применять мероприятия;

n – количество зон в выемочном столбе, в которых необходимо применять мероприятия.

Коэффициент технологической сложности i зоны выражает соотношение об-

щих затрат на выполнение мероприятий по приведению геомеханических характеристик вмещающих пород до уровня технологичности запасов к общим затратам на выемку угля, которые отвечают техническим условиям комплекса по длине выемочного столба

$$k_i = \frac{З_i l_i}{З_{техн.} \sum l_{техн.}}, \qquad (2)$$

где $З_i$ – затраты на метр подвигания лавы для выполнения мероприятий по приведению геомеханических характеристик вмещающих пород к технологичным условиям комплекса, грн;

l_i – протяженность зоны, в которой необходимо выполнить мероприятия, м;

$З_{техн.}$ – затраты на метр подвигания лавы при выемке угля в технологичных условиях, грн;

$l_{техн.}$ – длина выемочного столба с горно-геологическими условиями, отвечающими техническим условиям комплекса, м;

В выемочном столбе оценки коэффициента технологичности запасов угля не достаточно, чтобы обеспечить эффективность применения высокопроизводительных очистных механизированных комплексов. В нем не отражено время отработки запасов и насколько будет использован ресурс, заложенный в энергетику горных машин и механизмов данного типа комплексов, а также их соответствие техногенной среде горных выработок.

Зональность горно-геологических условий и физико-механических свойств массива горных пород вызывает необходимость корректировки технологических процессов и потребление различного объема ресурсов выемочного комбайна, конвейеров, насосной станции и т.д. Следовательно, время выемки запасов в различных зонах без выполнения мероприятий по приведению запасов к технологичным условиям будет отличаться от нормативного времени по рациональному использованию ресурса комплекса.

Поэтому эффективность использования ресурса очистного механизированного комплекса предлагается оценивать также по коэффициенту использования моторесурса при выемке угля в выемочном поле (столбе). При зональном строении структуры массива горных пород коэффициент использования моторесурса можно выразить отношение времени отработки запасов в выемочном столбе к общему времени расходования моторесурса по отдельным составным частям комплекса (выемочный комбайн, забойный конвейер, насосная станция и т. д.), который имеет вид

$$k_t = \sum_i^n t_{в.з.} / \sum_j^m t_м , \qquad (3)$$

где $t_{в.з.}$ – время отработки запасов в выемочном поле i зоны структурного строения вмещающих пород при n количестве зон, час;

$t_м$ – время отработки моторесурса j-й составной единицы очистного механизированного комплекса при общей m численности, час.

На расход моторесурса очистного механизированного комплекса оказывает влияние не только длина выемочного столба, но и длина лавы, т.е. некий площадной показатель, который определяет производительность очистного забоя в единицу времени. Следовательно, при зональном строении структуры вмещающих пород для объективной оценки эффективности применения высокопроизводительного комплекса необходимо применять эти два показателя. В совокупности они характеризуют правильность принятия технологического решения и выбор средств механизации в выемочном поле. Учитываются технологические мероприятий по приведению вмещающих пород в соответствие с техническими условиями работы средств механизации, их последовательность и время выполнения.

Исходя из изложенного, запасы угля в выемочном поле предлагается считать технологичными при условии, когда коэффициент технологичности $k_{техн} > 0{,}85$, а коэффициент использования моторесурса очистного механизированного комплекса $k_t > 0{,}90$. Данные допущения принято на основании данных о возможной ошибке исходной информации о горно-геологических условиях разработки и технологически не перекрываемых перерывов, а также учет снижения технических характеристик при выполнении монтажных работ.

При определении коэффициента использования моторесурса очистного механизированного комплекса необходимо учитывать разное значение моторесурса для угольных комбайнов, конвейеров и механизированной крепи. Возможно для уравнивания моторесурса составных частей, например, секций механизированной крепи, придется заменять несколько раз скребковый конвейер или угольный комбайн, в котором моторесурс исчерпывается гораздо раньше. Поэтому затратная часть на комплектацию очистного комплекса будет возрастать ко всем запасам, но иметь дисконтную стоимость к оставшимся запасам.

Следовательно, для определения технологичности запасов выемочного столба или поля необходимо разработать классификацию технологических принципов управления состоянием горного массива при изменении структуры массива.

Известно, что технологические параметры очистной выемки существенно влияют на напряженно-деформированное состояния пород, формирование нагрузки на элементы крепи и проявление горного давления в горных выработках. Длина лавы, ее скорость и темп подвигания в единицу времени определяют состояние выемочных выработок, а также характер обрушения пород в выработанном пространстве. Этот весомый инструмент регулирования состоянием массива может эффективно применяться при замещении литологических разностей и изменении их мощностей, так как область воздействия охватывает значительный объем вмещающих пород.

Наличие зон интенсивной трещиноватости и мелкоамплитудных нарушений в выемочном столбе является сдерживающим фактором при интенсификации выемки угольного пласта, однако, их напряженное состояние можно регулировать технологическими параметрами при определенных обстоятельствах. К ним относятся ширина захвата комбайна, плотность установки крепи и ее податливость.

К таким же зонам можно отнести массив горных пород краевой части угольного пласта, находящегося у границы зоны обрушения пород, которая соседствует с вынутой частью запасов угля.

Зона дробимости пород, зажатая между неподвижными тектоническими блоками, имеет достаточную силу сцепления, чтобы не обрушаться при небольшой площади обнажения пород непосредственной кровли. В то же время длительное нахождение линии забоя лавы в данной зоне приводит к перераспределению напряжений вокруг очистной выработки и может привести к обрушению пород и завалам рабочего пространства. Особенно это существенно для сопряжений лавы с выемочными выработками, где имеет место повышенная концентрация напряжений. Совершенно иной характер проявления горного давления в горных выработках ощущается при наличии влажности, которая приводит в пластичное состояние породный массив в зоне интенсивной трещиноватости. При наличии коллекторной связи с водоносными горизонтами в рассматриваемой зоне вода поступает в горные выработки в виде капежа или водяных струй. В зависимости от места и объема поступления воды в горные выработки могут применяться как специальные мероприятия по отводу воды из рабочей зоны, так и регулируемые параметры положения очистного забоя.

Выводы

1. Эффективность развития горных работ на пластах мощностью зависит от ориентировки подготовительных выработок к силовому полю напряжений Земли на конкретном участке шахтного поля и от технологичности подготовки запасов к очистной выемке.

2. При зональном строении структуры вмещающих пород для объективной оценки эффективности применения высокопроизводительного комплекса необходимо применять коэффициент технологичности запасов выемочного поля (столба) и коэффициент использования моторесурса очистного механизированного комплекса. В совокупности они характеризуют правильность принятия технологического решения и выбор средств механизации в выемочном поле.

3. Запасы угля в выемочном поле необходимо считать технологичными при условии, когда коэффициент технологичности $k_{техн} > 0{,}85$, а коэффициент использования моторесурса очистного механизированного комплекса $k_t > 0{,}90$. При этом учитываются технологические мероприятий по приведению вмещающих пород в соответствие с техническими условиями работы средств механизации, их последовательность и время выполнения.

Список литературы

1. Баранов С.Г., Розенбаум М.А, Хапсироков В.Б. Оценка подготовленности выемочных участков для отработки высокопроизводительными забоями. //Сб. науч. труд. Московского горного университета «Неделя горняка-2002». – 2006. – №12. – С. 142-145.

2. Забродин В.Ю. Системный анализ дизъюнктивов. – М.: Наука, 1981. – 200 с.

УДК 622.271.001.57

© Р.О. Дичковський, В.С. Фальштинський,
В.В. Руських, Є.В. Тимошенко

СИСТЕМА ІМІТАЦІЙНОГО ВІДТВОРЕННЯ ПРОЦЕСІВ ВИСОКОМЕХАНІЗОВАНОГО ВИЙМАННЯ ТОНКИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ

Розглянута можливість застосування комп'ютерних імітаційних моделей у відтворенні процесів гірничого виробництва. На основі гірничо-геологічної і гірничотехнологічної ситуації шахти представлена можливість створення UML-діаграми симуляції об'єктів гірничодобувної діяльності.

Рассмотрена возможность применения компьютерных имитационных моделей при отображении процессов горного производства. На основе горно-геологической и горнотехнологической ситуации шахты представлена возможность создания Uml-диаграммы симуляции объектов горнодобывающей деятельности.

The possibility of Uml-diagram creation for simulation of mining activity objects is presented based upon mining-geological and mining-technological situation of mine.

Вступ

Застосування комп'ютерних систем і розробка програмного забезпечення дає можливість якісно нового вирішення складних проблем гірничого виробництва і оформлення документації всіх технічних служб гірничих підприємств.

Введення у виробництво механізованих комплексів нового технічного рівня приводить до істотної зміни напружено-деформованого стану порід в зоні впливу очисних вибоїв. Динамічний розвиток гірничих робіт, наявність різноманітних геодинамічних полів напружень у анізотропному середовищі, варіація геологічної і структурної будови масиву на шляху просування очисного забою приводить до необхідності внесення адекватних змін в технології видобутку вугілля і способи управління гірським тиском. Ефективність роботи механізованих комплексів залежить від своєчасного прогнозованого коректування технологічних параметрів і технічного складу, адекватного зміні геомеханічній ситуації на видобувній ділянці.

Удосконалення підземного способу видобування вугілля направлене на інтенсифікацію гірничих робіт при ефективному інвестуванню у високопродуктивні механізовані комплекси. Це обумовлено зменшенням кількості очисних забоїв на шахтах і збільшенням їх продуктивності і надійності роботи.

Великого значення набуває робота допоміжних ланок технологічної системи і їх готовність до забезпечення ефективного функціонування усього циклу видобу-

вання вугілля. Збільшення довжини лави до 300 м і виїмкового стовпа до 2500 м значно покращує використання механізованого комплексу відповідно до його моторесурсу.

Енергонасиченість механізованих комплексів, надійність їх роботи дозволяє збільшити довжину лави до ефективних параметрів економічної доцільності. На шляху просування очисного вибою геомеханічна ситуація може змінюватися. Гірничі роботи розвиваються динамічно в глиб гірського масиву, в тому ж напрямі нашаровуються техногенні поля напружень. Наявність різноманітних геодинамічних полів напружень в анізотропному геологічному середовищі впливає на напрям результуючого вектора напруги, який має різне значення залежно від його орієнтації в масиві. Розвиток гірничих робіт може співвідноситися по різному до найбільших значень вектора напруженості і це відображається на стійкості гірничих вироблень.

За цих обставин, робота механізованого очисного комплексу залежить від своєчасної прогнозованої корекції технологічних параметрів відповідно зміні геомеханічної ситуації.

Для отримання кінцевої продукції, також необхідна розробка паспортів на ведення очисних і підготовчих робіт, планів ліквідації аварій, розрахунок провітрювання шахти, складання схеми вентиляції і виконання іншої трудомісткої технічної документації.

Застосування комп'ютерних систем і розробка програмного забезпечення дає можливість якісно нового вирішення складних проблем гірничого виробництва. Система імітаційного представлення процесів у шахті, як єдиній цілісній системі, чи у її окремих підрозділах є дієвим засобом дистанційного управління усіма технологічними процесами, вибору засобів механізації, впровадження технічних та технологічних рішень, а також оперативного втручання при зміні ситуації на гірничодобувному підприємстві.

У нашому випадку, впровадження передбачає відтворення шахти, як імітаційна моделі усіх процесів, що відображають гірничо-геологічну, гірничотехнічну та технологічну ситуацію підприємства. Роль інженера висувається на перший план при прийнятті рішень на конкретному етапі виконання окремого технологічного процесу. Системи, мають зворотний зв'язок, і дають можливість змінювати системи керування й контролю, і приймати нестандартні рішення

У першу чергу об’ємне візуальне відображення повинно стосуватися явищ і процесів, які відбуваються в межах виймальної дільниці, з детальним представленням гірничо-геологічних умов, структурної будови та технічно-технологічного забезпечення процесів видобування вугілля.

Сутність імітаційного моделювання при відтворенні процесів гірничого виробництва

Із входом у вжиток електронно-обчислювальної техніки, було суттєво спрощена робота із базами даних, які є невід’ємною складовою будь-якого моделювання. Цей новий етап у розвитку техніки проведення обчислень дозволив суттєво підвисити складність не лише окремих фізичних та програмних компонентів, а й самих ідей що складають основу усіх етапів дослідження від введення вхідних даних до спосо-

бів виводу кінцевих результатів. Застосування відповідної інформаційної платформи, операційної системи та програми обчислення не являється проблемою для кваліфікованого програміста.

Складність відтворюваних технологічних процесів любого виробництва залежить від алгоритму проведення моделювання та розуміння його фізичної сутності. Важливо розробити послідовність елементарних дій, кожна з яких перетворюватиметься у зрозумілі комп'ютеру інструкції, і будь-яке обчислювальне завдання може бути вирішене. Спеціальні мови програмування, позволяють перетворювати окремі обчислювальні операції у відповідний програмний код [1]. Сьогодні досить складно поєднати в одній особі, чи в окремому колективі професійні навики окремої спеціалізованої області знань та їх ефективного відтворення у вигляді комп'ютерної програми, з подальшим супроводженням та верифікацією. Тому, автор не ставить за мету отримання кінцевої продукції у вигляді комп'ютерної програми, а лише розробити алгоритм дій, що стануть основою для такої діяльності. При високонавантаженому вийманні вугілля із тонких та вельми тонких пластів досить динамічно змінюється ситуація по всіх технологічних ланках шахти. При такому підході, можлива варіація отримання кінцевого програмного продукту, тому, в основу виводу результатів дослідження закладаються принципи імітаційне моделювання, з шахти як єдиної системи, чи її окремих дільниць.

Перші імітаційні моделі були розроблені для економічно-математичних розрахунків та фінансового діловодства у середині 70-х років минулого століття [2]. Вони стали суттєвою допомогою при бухгалтерському обліку, як незначних фірм, так і великих корпорацій. З часом, область їх застосування була суттєво розширена і дані моделі стали широко застосовуватися при кумуляції виробничих процесів, особливо це стосується візуального відтворення окремих технологічних процесів.

Само поняття імітаційна модель та імітаційне моделювання походять від англійського слова to simulate, що означає відтворювати, тому у своєму обіході пропонується вживати інший відповідник цього типу моделювання – стимуляційне. Обидва ці значення фактично виступатимуть у якості синонімів.

Імітаційні моделі використовуються у процесі комп'ютерної симуляції виробничих процесів. У їх основі закладені спостереження за результатами розрахунків при різних вхідних значеннях, що задаються перемінними даними у межах допустимої похибки.

Такі моделі можуть бути динамічними, оскільки процес верифікації залежить від часу, коли проводиться дослідження варіантів зміни об'єкту; адаптивними – результати моделювання доводяться у процесі застосування; детермінованими – визначаються окремими межами та ін. Проте, найбільшу частку імітаційних моделей складають ймовірнісні, тобто моделі які вміщують стохастичні елементи, та вимагають суттєвих рішень з боку оператора [2].

Перевірка адекватності імітаційної моделі зводиться до співставлення результатів розрахунків із реальних натурними даними. Коли модель реалізована у вигляді блок схеми, UML-діаграми чи програмного продукту, виправлення помилок і доводка неточностей проводиться на відповідному рівні моделювання, а потім верифіку-

ються дані до кращої збіжності результатів. Це основні етапи підготовки імітаційного відтворення реальності.

Імітаційні моделі використовуються тих випадках, коли відтворюванні процеси, явища та якості занадто складні щоби можна було застосовувати аналітичні розв'язки поставленої задачі. Навіть при застосування лінійного програмування, в багатьох випадках, проходить узагальнення дійсності, щоби за отриманими рішеннями можна було робити обґрунтовані висновки. При досліджені процесів, що носять нелінійних характер, ускладнених різноманітними ймовірними характеристиками застосувати лише аналітичні засоби моделювання фактично є не можливими.

Гірниче виробництво є саме такою системою. Воно представляється у вигляді однієї із найскладніших моделей, яку можна відтворити лише за відповідного поєднанні складових елементів. Створення імітаційних моделей всього технологічного ланцюга при видобуванні, транспортуванні і переробці вугілля на базі комп'ютерного забезпечення дає можливість ефективно прогнозувати гірничо-технологічні процеси і вносити необхідні зміни у разі виникнення не стандартних ситуацій.

Для цих умов симуляція виступає у ролі тактичного аналізу, який допомагає прийняти рішення про необхідність і можливість проведення реального експерименту. Це дуже важливо для гірничодобувного процесу, де задіяні складні технології та дороге і громіздке обладнання. Інформаційне відтворення цього процесу дає можливість економити значні кошти та підвисити техніку безпеки при перевірці нової техніки.

Імітаційне моделювання на відміну від інших методів моделювання представляє собою легко змінну систему представлення та відтворення результатів. По своїй суті, він є кінцевим експериментом, проте не у реальних а у штучно відтворених умовах.

Виходячи із відомих уявлень про цей вид моделювання його сукупність можна представити у вигляді схеми, яка складається із трьох складових: ідеальна ідея (зона реальних значень), зона імітації та зона не відповідності результатів (катастроф) (рис. 1).

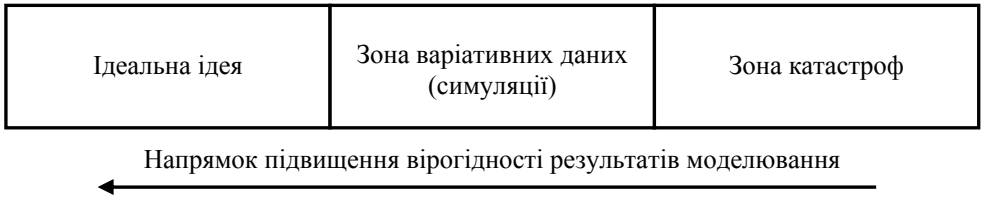


Рис. 1. Схема сукупності імітаційної моделі

Структура імітаційного моделювання поділена на три сектори. «Ідеальна ідея» відповідає реальним значенням об'єкта-натури. Цей сектор є ідеальним відтворенням процесу моделювання. При моделюванні, фактично, не має можливості досягнути 100% збіжність результатам «ідеальної ідеї»; можна лише максимально набли-

зити отримані результати до реальних умов.

«Зона варіативних даних» є мінливою. Її метою є достосування об'єкта-моделі до реального об'єкта за допомогою співставлення фіктивних результатів моделі із реальними результатами в умовах шахти. Вона доводиться у процесі моделювання.

«Зона катастроф» є сектором моделювання при якому не дотримується істинність процесу моделювання. Вважається, що тут не має відповідності результатів моделювання.

Напрямок підвищення вірогідності результатів моделювання вказує на необхідність якомога більш точно відповідати сектор «ідеальна ідея» тобто реальним значенням моделювання.

Автори пропонує більш широко підходити до імітаційного моделювання і суттєво інтерпретувати зони імітаційного моделювання (рис. 2)

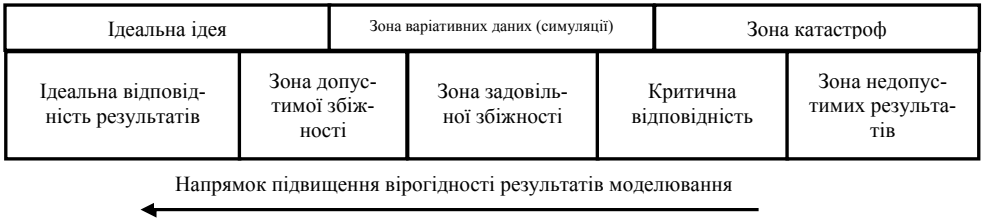


Рис. 2. Розширена схема сукупності імітаційної моделі

При моделюванні зона симуляції повинна максимально відтворювати реальні дані модельованого об'єкта. Результати досліджень у «зоні задовільної збіжності» та «зоні критичної відповідності» є доцільними для отримання попередніх результатів про процес моделювання та застосовуються лише для ознайомлення із модельованим об'єктом. У такому випадку зберігаються лише пропорції геометричних розмірів чи фізичних властивостей об'єкта-натури та об'єкта-моделі. Вони є придатними при вирішенні загальних фундаментальних задач. Наприклад така допустимість може бути прийнята при візуальному відтворенні об'єкта-моделі. Скажімо ми моделюємо процеси гірничого виробництва і хочемо максимально візуалізувати основні технологічні процеси: руйнація вугільного пласта виконавчими органами комбайна, його навантаження на при вибійний конвеєр, переміщення вантажів вздовж лави, процеси пересування механізованого кріплення тощо. У такому випадку ми лише відтворюємо дані процеси із збереженням геометричних розмірів, фізичного виконання, та зберігаємо пропорції у відтворенні розмірів основного обладнання у лаві. Така сама ситуація складається при симуляції озброєння підготовчих виробок, схеми вентиляції, плану ліквідації аварії та ін. Ми не відтворюємо масштабні розміри гірничих виробок, а лише задаємо їх схематичне місце розташування. У зоні критичної та задовільної відповідності результатів ми можемо лише ознайомитися із цікавим нам об'єктом.

«Зона допустимої збіжності» та «ідеальна відповідність результатів» відтворюють дослідження, які вимагають чітку відповідність результатів моделювання реаль-

ним результатам натури. У цих секторах застосовуються лише перевірені математичні механізми та використовуються велика кількість варіативних перевірок.

Для відтворення реальності у таких моделях як правило застосовують так звані «м'які» математичні моделі. Такі моделі повинні змінюватися для кожного окремого випадку щоби максимально виключити можливість попадання у «зону катастроф».

Результати об'єктного відтворення при симуляційному моделюванні

Застосування імітаційного моделювання в умовах сучасної шахти ґрунтується на симуляційному відтворенні усіх її якісних і кількісних характеристик: типу і структури шахти; технології видобування; схеми розкриття шахтного поля; схеми підготовки шахти або частин шахтних полів; системи розробки; послідовності відпрацьовування пластів; календарного плану виймання запасів; виду підземного транспорту; схеми й способу провітрювання шахти; числа блоків шахтного поля в одночасній роботі; числа горизонтів, поверхів, панелей у шахтному полі і порядок їх відпрацювання; число виймальних полів у поверсі, на горизонті; числа одночасно розроблювальних пластів; кількості очисних вибоїв; числа робочих днів у році, видобувних змін на добу, числа годин роботи у зміну; розмірів шахтних полів і блоків; розмірів горизонтів, поверхів, панелей, виїмкових полів; довжини лав й виїмкових стовпів; швидкості посування очисних вибоїв; навантаження на очисні вибої, поверхи, панелі, блоки; потужність шахти; площі перетинів виробок тощо [3].

Загальний підхід до вибору параметрів і елементів шахт полягає в тім, що на початку попередньо планується значення й характеристики параметрів шахти, а потім ці значення й характеристики послідовно уточнюються на основі розрахунків і взаємного ув'язування.

Деякі параметри, схеми й рішення можуть бути однозначно визначені природними або гірничотехнічними умовами. Такі параметри, схеми й рішення встановлюються у першу чергу.

Якщо можливі різні значення параметрів і різні рішення, то виділяються варіанти, які оцінюються за прийнятими критеріями ефективності. Обрані зрівнюють на основі техніко-економічного аналізу параметри шахти та уточнюють в процесі імітаційного відтворення.

Усі ці процеси логічно пов'язуються у системі автоматизованого контролю гірничого підприємства (рис. 3), що дозволяє системно аналізувати стан шахти і вносити необхідні корективі під час експлуатації запасів.

Створення імітаційної моделі усієї шахти в приведених обсягах вимагає не лише великих зусиль на рівні розвинутої структури програмістів, але й високих системних можливостей програмного забезпечення. Такі можливості дають скажімо визнані на світовому ринку програмні пакети для гірництва типу «Surpack», «Minex» та інші.

Тому при проектуванні такої складної інформаційної системи пропонується розбивати її на складові, кожна з яких розглядається окремо. Можливі два різні способи такого розбиття на підсистеми: структурне (або функціональне) розбиття і об'єктна (компонентна) декомпозиція.

Сутність функціонального розбиття складається із системи «програма розрахунку-варіативні вихідні дані-алгоритми виконання дій».

При функціональній декомпозиції програмної системи її структура може бути описана блок-схемами, вузлами яких є «центри обробки» (функції), а зв'язки між вузлами описують переміщення даних.

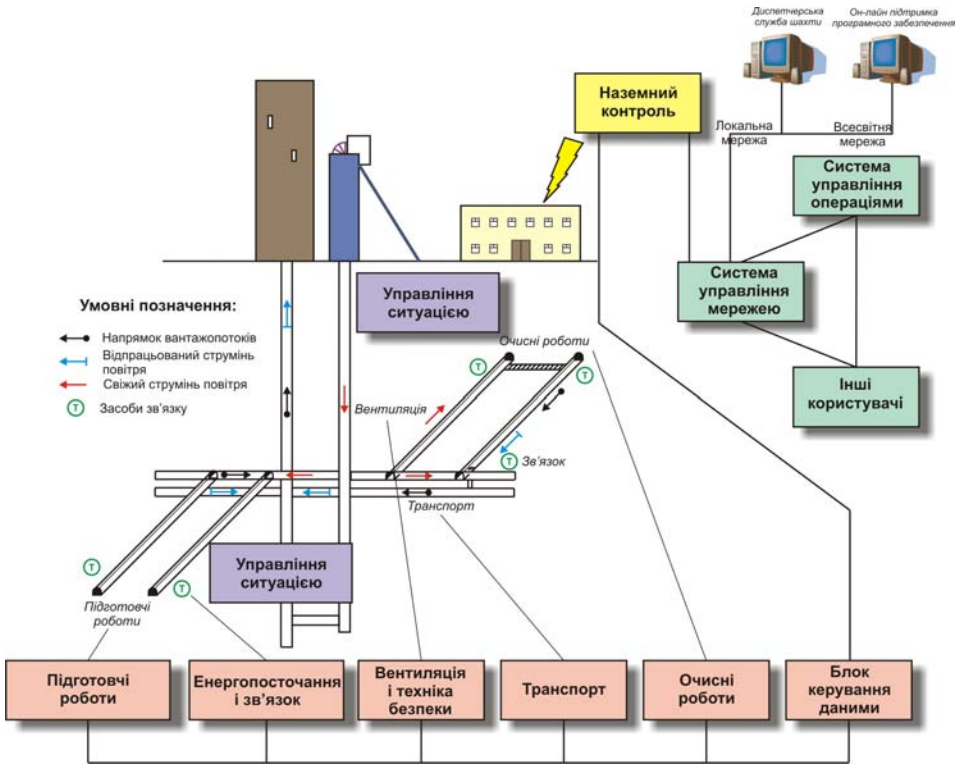


Рис. 3. Система автоматизованого контролю гірничого підприємства

Об'єктний поділ системи ще називають компонентним, що знайшло віддзеркалення в спеціальному терміні: «розробка, заснована на компонентах». При цьому використовується інший принцип декомпозиції – система розбивається на «активну суть» – об'єкти або компоненти, які взаємодіють один з одним, обмінюючись повідомленнями і виступаючи один до одного у відношенні «клієнт-сервер». У якості сервера може слугувати диспетчерська служба шахти чи он-лайн підтримка інформаційного продукту його виробниками через усесвітню мережу Інтернет. Повідомлення, які може приймати об'єкт, визначені у його інтерфейсі. У цьому сенсі посилка повідомлення «об'єкту-сервера» еквівалентна виклику відповідного методу об'єкту.

Якщо при проектуванні інформаційна система розбивається на об'єкти (компоненти), то UML-діаграма може бути використана для її візуального моделювання. Якщо використовується функціональна декомпозиція системи, тоді вона не потрібна, і варто використовувати інші (структурні) підходи.

Тому автор пропонує скупчитися на системі «очисні роботи», тобто зійти на рівень симуляції очисної дільниці: очисний вибій, підготовчі виробки, сполуки лави зі штреками та літологічна будова бічних порід.

Для цієї системи вихідними даними для моделювання є два основні чинники – гірничо-геологічна будова вуглевміщуючої товщі виймального стовпа та технікотехнологічна ситуація у лаві та у оточуючих підготовчих виробках.

Літологічна різниця закладається за допомогою відображення площин поділу за нашаруванням порід. Для цього вводяться точки за лініями перетину площин розшарування із дільничними штреками (рис. 4). Перепад точок у вертикальній площині (U) по довжині виймального стовпа (L) описується за допомогою «м'яких» математичних моделей у вигляді кривих різних порядків:

$$U = f(L).$$

За отриманими по двох виймальних штреках (бортовому та конвеєрному) формується геологічна будова гірського масиву. Вона коректується за допомогою підключення до моделювання даних із розвідувальних свердловин, що містяться у межах розглянутого виймального стовпа.

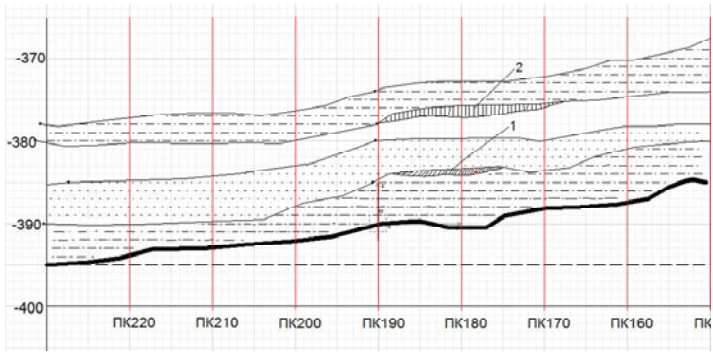


Рис. 4. Поперечний переріз геологічної товщі за одним із дільничних штреків

Геологічні порушення, складність будови, порідні включення приводять до дуже складного математичного механізму введення вхідних даних і побудови за рівняннями геологічної різниці масиву. Тому автор пропонує вводити дані вручну. У такому випадку, згладжуються різні зміни у геологічній будові вуглевміщуючої товщі. Таким чином, можна досить детально відобразити різкі зміни у геологічній будові масиву. Цьому також сприяє програмне забезпечення, що застосовується до відтворення графічних об'єктів інтерполяції ліній, побудови ізогіпс тощо.

UML-діаграма слугує для створення візуальних моделей, які однозначно розуміються всіма розробниками, залученими до проекту і є засобом комунікації в рамках усього проекту.

У свою чергу, уніфікована мова моделювання (UML):

– не залежить від об'єктно-орієнтованих (ОО) мов програмування;

– не залежить від використовуваної методології розробки проекту;

– може підтримувати будь-який ОО мова програмування.

UML є відкритою і володіє засобами розширення базового ядра. На UML можна змістовно описувати класи, об'єкти і компоненти в різних наочних областях, що часто сильно відрізняються один від одного. Саме на її основі слід будувати систему функціонального відтворення процесів гірничого виробництва при зміні технологічних параметрів шахти.

Висновки

Створення комп'ютерних імітаційних моделей всього комплексу шахти або її окремих структурних одиниць дає можливість ефективно управляти гірничим підприємством, своєчасно вносити корективи у системи видобування вугілля і управління гірським тиском.

Імітаційне (симуляційне) моделювання є досить дієвим, гнучким та динамічним методом представлення складних систем , що є невід'ємною частиною при відтворенні складних процесів гірничого виробництва.

Можливість поєднання різних модулів у межах імітаційної моделі, що можуть бути уже існуючими інформаційними програмними пакетами чи авторськими розробками окремих дослідників суттєво розширюють можливості цього виду моделювання.

Список літератури

1. Гринько Н.К., Устинов М.И., Осипова Т.В. Имитационная модель шахты, как инструмент для разработки прогноза научно-технического прогресса при подземной добыче угля //Уголь. – 1991. – №1. – С. 34-41.

2. Eastman N. Software Engineering and Technology. Technical Directions vol. 10(1): Bethesda, MD: IBM Federal Systems Division, 1984. – P. 5.

3. Р.О. Дичковський, В.В. Руських, В.С. Фальштинський. Імітаційне моделювання процесів гірничого виробництва при відпрацюванні тонких вугільних пластів //Матер. міжнар. конф. «Форум гірників-2008». – Д.: НГУ, 2008. – С. 77-83.

УДК 504.064.3

© С.С. Гребенкин., В.Н. Павлыш,
С.Е. Топчий, А.С. Гребенкина

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ

Розглянуто екологічні й економічні проблеми гірничої промисловості та шляхи її розвитку. Запропоновано комплексний підхід до розробки родовищ вугільних регіонів.

Рассмотрены экологические и экономичные проблемы горной промышленности и пути ее развития. Предложен комплексный подход к разработке месторождений угольных регионов.

The main ecological and economical problems of mining industry and the ways of their solution are considered. The complex approach to the development of deposits of coal regions is proposed.

Объективный анализ современного этапа развития Украины свидетельствует о дальнейшем обострении эколого-экономических и социальных проблем, которые усилились системным мировым финансовым кризисом. Формирование рыночных отношений хозяйствования почти не сопровождается соответствующим реформированием сферы взаимодействия общества и природы, хотя накопленный международный опыт свидетельствует о невозможности достижения высокого уровня социально-экономического развития без экологизации хозяйственных отношений.

Проблемы рационального использования и охраны недр в процессе эксплуатации природных ресурсов, восполнения их запасов, ресурсосбережения, комплексного использования минеральных ресурсов недр и техногенных месторождений являются определяющими не просто для дальнейшего развития, а вообще для существования угледобывающих регионов.

Развитие индустрии переработки и утилизации отходов на современной научно-технической и технологической основах в контексте инновационной модели устойчивого развития позволит комплексно решать экологические, экономические и социальные вопросы перестройки хозяйственного механизма отрасли. В частности, положительным следствием такого подхода является увеличение объемов добычи угля и его качества, рост конкурентоспособности угледобывающих предприятий, снижение их убыточности, повышение рентабельности и инвестиционной привлекательности.

Иными словами, речь идет о превращении угольной отрасли из монопродуктивной в полипродуктивную. Физико-химической базой для осуществления такого

перехода является, во-первых, сам целевой продукт производства – уголь, а, во-вторых, попутные продукты его добычи. Основным инструментом (механизмом) реализации такого перехода является процесс диверсификации хозяйственной деятельности.

Скорость превращения угольной отрасли в полипродуктовую не имеет технологических ограничений и определяется, прежде всего, финансированием этого процесса.

Качественный системный анализ с использованием причинно-следственных связей позволяет сделать вывод, что основным источником развития является потенциал субъектов хозяйствования. Он имеет три уровня (национальный уровень, отраслевой уровень и уровень предприятия) и содержит три сферы возможностей: производственно-финансовые (включает финансовые, материальные, технические и технологические ресурсы); интеллектуальные (нематериальные активы, к которым относятся управленческий и инновационный виды потенциала); трудовые (человеческий капитал, кадры, от профессиональной подготовки которых зависит эффективность деятельности предприятия).

Инновации как основу экономического развития следует разграничивать на ***инновации-продукт*** (знания с элементом новизны) и ***инновации-процесс***, в ходе которого знания приобретают физическую форму в виде новых или усовершенствованных товаров, услуг, изменяя при этом емкость и характеристики товаров и ресурсов.

Провозглашение приоритетности инновационной стратегии в рамках ТЭК позволяют сделать вывод: новая стратегия развития угольной промышленности должна основываться на достижениях научно-технического прогресса с учетом рыночных инструментов и экологической составляющей во всех направлениях хозяйственной деятельности этой отрасли.

Отсутствие системного подхода к развитию угольной отрасли, как одного из важнейших принципов стратегического планирования, проявилась в недавнем прошлом в неэффективности принятых государственных стратегических решений: вопросах организационно-управленческого характера; скоропалительных решениях по реструктуризации отрасли, в частности в вопросах ликвидации шахт, необоснованности экономической и социальной эффективности таких решений, особенно это касается шахт, имеющих значительные запасы угля (свыше 30 млн. т); бессистемном подходе к формированию угледобывающих комплексов, что связано с выводом из состава производственных объединений (холдингов, государственных предприятий) шахтостроительных, шахтопроходческих, шахтомонтажных и ремонтно-строительных управлений.

Современная ***инновационно-инвестиционная стратегия*** угольной отрасли, ориентируется на формирование экономических условий для развития производства и создания конкурентного угольного рынка.

Невзирая на бюджетные дотации, угольная отрасль остается в кризисном положение, государственная поддержка используется неэффективно – государственные инвестиции не вкладываются в строительство новых шахт и не идут на приобретение высокотехнологического оборудования.

Поэтому для развития шахт актуальны поиск и рациональное использование собственных средств, а также привлечение негосударственных инвестиций. Необходимо ориентироваться на взаимодействие, взаимодополнение государственного и негосударственного инвестирования.

Особого внимания требует управление процессами технологических инноваций, поскольку последние не только определяют воздействие производства на окружающую природную среду, но неразрывно связаны с управлением запасами природных ресурсов, прежде всего предотвращением их потерь.

Экстенсивное развитие природоэксплутирующих (сырьевых) отраслей по добыче и переработке полезных ископаемых, к числу которых относится и угольная промышленность, масштабность накопленных в отвалах твёрдых отходов позволяют рассматривать возникающие на земной поверхности накопления в качестве «техногенных месторождений».

Кодекс Украины о недрах определяет техногенные месторождения полезных ископаемых как места, где накопились отходы добычи, обогащения и переработки минерального сырья, запасы которых оценены и имеют промышленное значение. Выделяют два основных вида техногенных месторождений: отходы добычи и отходы переработки (обогащения) полезных ископаемых. Они отличаются тем, что их горная масса имеет разный минералогический и гранулометрический состав.

Основными объектами реализации концепции рационального использования и охраны недр при добыче твердых полезных ископаемых являются: геологическое обеспечение горных работ и учет запасов; проекты строительства и процесс строительства по добыче полезных ископаемых; вскрытие и подготовка месторождений; добычные (очистные) работы; планирование и проектирование развития горных работ, восполнение запасов минерального сырья; подготовка добытых полезных ископаемых к отгрузке и переработке; комплексное использование минеральных ресурсов (КИМР); безотходное (малоотходное) производство; другие цели, несвязанные с добычей полезных ископаемых (охрана участков недр при возведение подземных инженерных сооружений для хранения каких-либо запасов; захоронение вредных отходов производства; охрана участков недр, представляющих особую научную и культурную ценность; охрана месторождений полезных ископаемых от всевозможной порчи, застройки, затопления водохранилищами еще до проектирования горнодобывающих предприятий).

В связи с этим следует рассматривать этапы реализации концепции рационального использования и охраны недр при добыче полезных ископаемых, в том числе: горно-геологические работы по освоению угольных месторождений; проектирование, строительство и ввод в эксплуатацию предприятий по добыче полезных ископаемых; восполнение запасов минеральных и энергетических ресурсов; вскрытие и подготовка месторождения; рациональное использование и охрана недр при эксплуатации месторождений; подготовка добытых полезных ископаемых к отгрузке и переработке; ресурсосбережение в обеспечении рационального использования природно-ресурсного потенциала.

В условиях рыночной экономики повышение конкурентоспособности становится конечной целью каждого предприятия как эколого-экономической системы.

Достижение этой цели имеет ключевое значение. Конкурируя на рынке, предприятия вынуждены, во-первых, оценивать свои слабые и сильные стороны в сравнении с соперниками, во-вторых, определять конкретные угрозы, которые могут возникнуть со стороны конкурентных сил, в-третьих, выявлять собственные возможности в борьбе с конкурентами, т. е. собственные конкурентные преимущества.

Модели управления, игнорирующие биосферный подход, на современном этапе становятся ошибочными. Экологическая ответственность бизнеса неизбежна, но она не находится (со стратегической точки зрения) в непримиримом противоречии с получением экономического выигрыша.

Для всех составляющих эко-стратегии существует правило минимального стандарта (минимальных требований), соблюдение которого является необходимым условием дальнейшего существования предприятия. Минимальные требования конкурентной стратегии формируются из соответствующих рыночных потребностей покупателей и границ их предпочтений.

Диверсификация не является самостоятельным видом экономической деятельности (такое понятие отсутствует как в международном, так и в украинском классификаторах). В соответствии с украинским законодательством диверсификация не является также отдельным направлением хозяйственной деятельности.

Диверсификация производства оправданна в случаях, когда: предприятие имеет устойчивые позиции в сфере собственной деятельности; имеет возможность получать выгоду за счет перемещения в пределах отрасли по различным направлениям; отрасль уже не дает предприятию возможности для дальнейшего развития; возможности роста за пределами отрасли значительно привлекательнее.

Мотивационные факторы, которые стимулируют диверсификацию, классифицируются как технико-технологические, экономические, финансовые, социальные и стратегические.

Каждый из перечисленных факторов имеет свои мотивы.

Предлагается использовать две группы методов диверсификации.

1. Диверсификация деятельности в пределах одного предприятия (за счет использования наличных и привлеченных ресурсов). Ее цель – создание основы для сохранения предприятия в будущем. Это внутренняя диверсификация. Для внутренней диверсификации существует различные возможности: создание продукции, подобной существующей; создание совершенно новой продукции; диверсификация рынков; диверсификация технологий.

2. Диверсификация путем слияния или поглощения. Это внешняя диверсификация, которую инициирует предприятие. Она разделяется на: связанную; несвязанную.

Касательно угля речь идет, во-первых, о повышении его качества как конечной продукции, что достигается на основе специальных технологий обогащения (прежде всего коксующихся углей), а, во-вторых, о глубокой переработке углей на основе мягкого пиролиза с получением жидких углеводородов и экологически чистого топлива, углеродных нитей, сульфоугля, суперчистого энергоносителя и др.

Что касается попутных продуктов угледобычи (отходов), то их огромное количество является наиболее объективным показателем несовершенства проекти-

руемых или применяемых технологических схем добычи полезных ископаемых, и одновременно рассматривается как фактор дестабилизации экологического равновесия, а, следовательно, экологической опасности в горнодобывающих регионах.

С учетом жестких требований, а также нарастающей избыточности экологически вредных попутно-добываемых отходов наряду с разработкой малоотходного производства целесообразно решать задачу оптимизации рециклинга и использования образующихся отходов в качестве вторичных материальных ресурсов. В [1] предложена принципиальная схема конвертирования отходов хозяйственной деятельности угольных шахт в товарные продукты (без учета использования породы для закладки выработанного пространства).

Важное значение для экологизации угольной отрасли имеет метод оставления породы в шахтах, что является основным направлением сокращения ее объема, выдаваемого на поверхность. Целесообразность такого подхода диктуется как экологическими требованиями, так и необходимостью решения первостепенных проблем ведения горных работ, к которым относятся управление горным давлением в сложных условиях высокогазоносных пластов, выемка запасов угля, законсервированного под охраняемыми объектами на поверхности, и безремонтное поддержание пластовых выработок.

Наиболее перспективными направлениями применения отходов угледобычи и углеобогащения в качестве исходного сырья для нужд народного хозяйства являются сжигание для получения теплоты и электроэнергии, газификация, производство различных строительных материалов и конструкций, дорожное и гидротехническое строительство, производство удобрений для сельского хозяйства, извлечение металлов.

Производство по переработке породных отвалов целесообразно разворачивать на базе закрывающихся шахт или обогатительных фабрик, отвалы которых имеют необходимые сырьевые компоненты. Наличие железнодорожных и автомобильных путей, энергетического комплекса, зданий и сооружении промышленного и бытового назначения будет способствовать значительному сокращению капитальных затрат и сроков ввода в действие перерабатывающего комплекса [2].

В угольной, а также энергетической отраслях промышленности в результате добычи, обогащения и сжигания твердого топлива образуется огромное количество так называемых топливосодержащих отходов. Их состав неоднородный, однако, как правило, в нем содержится от 5 до 25% углерода в виде натурального топлива (в отходах добычи и обогащения угля) и коксовых остатков (в золе ТЭС, котельных), что обеспечивает их теплотворную способность от 2000 до 4500 кДж/кг.

Отходы угледобычи и углеобогащения используются в качестве основного сырья для производства на специализированных предприятиях: аглопорита и керамзита, являющихся наполнителями при получении бетона; вяжущих материалов; стеновых материалов; огнеупорных материалов; тонкой керамики; пиритного концентрата; стеклокерамических и плавленых материалов.

Помимо использования в качестве основного сырья, отходы углеобогащения используются в виде эффективной добавки в сырьевую смесь действующих кирпичных заводов взамен традиционных материалов.

Твердые отходы используются в дорожном строительстве в качестве дорожных оснований, укрепителей грунтов, наполнителей асфальтобетона.

Наибольшую ценность при сооружении дорог и для производства стройматериалов имеют горелые породные отходы.

В качестве материала для строительства плотин (дамб) используются отходы, заложенные в отвалы в различное время, и отходы углеобогащения. В зависимости от степени выветренности и возможности уплотнения пород при сооружении плотин имеющимися средствами, отходы гравитационного обогащения могут быть использованы для отсыпки однородных плотин, противофильтрационных элементов и упорных призм.

Предварительные результаты научных исследований свидетельствуют о том, что углеотходы богаты соединениями кальция, микроэлементов, органического вещества, серы, а также обладают относительно большой сорбционной способностью для компонентов, способствующих повышению плодородия почв. Благодаря определенному агропотенциалу, они могут использоваться в качестве стимуляторов развития сельскохозяйственных культур и микроорганизмов. Так как в отходах углеобогащения содержится до 10% органических соединений, их можно использовать для получения комплексных удобрений, особенно необходимых для эрозированных и кислых почв (внесение таких удобрений, например, под зяблевую вспашку повышает урожайность картофеля, ячменя и проса на 12-15%).

Следующей важнейшей проблемой является состояние гидросферы в угледобывающий регионах.

Высокая концентрация промышленного производства и высокая плотность населения, частичное или полное дренирование горными выработками подземных вод на значительных территориях, где расположены густонаселенные города, огромные потери воды (до 30%) в системах водоснабжения из-за большого износа водопроводов (в отдельных случаях до 70%), хозяйственная деятельность большого количества предприятий различных отраслей тяжелой промышленности (только в Донецкой области их около 1500, из которых 800 – первого класса опасности), а также сельского хозяйства – всё это обусловливает наличие ряда негативных факторов:самую высокую в Украине интенсивность потребления чистой пресной воды (около 2,5 млрд. $м^3$/год), при этом угольные предприятия потребляют ежегодно 300 млн. м; самый высокий в Украине уровень сброса недостаточно очищенных сточных вод в малые реки Донбасса (около 3,7 млрд. $м^3$/год); превышение уровня водоотведения над уровнем водопотребления объясняется сбросом в региональную гидрографическую сеть попутно-добываемых шахтных вод в количестве около 0,9 млрд. кг/год, что больше притока пресных вод по каналу Северский Донец – Донбасс; многократное превышение промышленно-бытового стока над объемами естественного речного стока. Из-за этого в Донбассе в естественных условиях практически не сохранилось чистых малых рек (регион «питается» фактически из одного источника – водной системы реки Северский Донец и некоторых артезианских скважин).

В связи с общим дефицитом пресных вод в Донбассе и наличием огромных объемов сбрасываемых шахтных вод, шахтный водоотлив привлекает все более пристальное внимание как один из альтернативных источников водоснабжения в регио-

не за счет подземных вод.

Технология очистки и кондиционирования шахтных вод при их использовании в хозяйственно-питьевом или техническом водоснабжении включает основные технологические операции и ряд дополнительных.

К основным относятся осветление воды, обеззараживание всего потока воды, уменьшение общего солесодержания (деминерализация) воды.

Дополнительно решаются такие задачи, как умягчение вод, их нейтрализация, уменьшение концентрации железа, марганца, других микроэлементов, корректировка концентрации фторид-ионов, уменьшение концентрации органических веществ и продуктов их окисления, устранение запаха и привкуса.

Значительный уровень газоносности угольных месторождений порождает несколько проблем.

Первая (основная) – необходимость обеспечения безопасности подземной угледобычи в условиях роста природного содержания метана и объемов выделений его в шахтах, происходящих с увеличением глубины разработки.

Вторая по значимости проблема – повышение эффективности добычи угля, так как на шахтах, опасных по газу и пыли, нагрузки на очистные забои в 1,5-2 раза ниже технологически возможных. В то же время реструктуризация угольной отрасли Украины предполагает существенное увеличение нагрузок на очистные забои, ибо только таким образом могут быть обеспечены экономически состоятельные показатели угледобычи. Достижения этой цели возможно лишь путем решения задачи искусственного понижения газоносности добываемого угля.

Третья проблема угольного метана – экологическая. Как показано выше, метан является парниковым газом, более активным, нежели диоксид углерода, а также тем компонентом, который участвует в разрушении стратосферного озона.

Наконец, *четвертая проблема* угольного метана заключается в его использовании в качестве экологически чистого и эффективного топлива с целью повышения рентабельности угледобычи и одновременно решения третьей (экологической) проблемы. Сжигание 1000 м^3 метана эквивалентно теплотворной способности 1.3-1.5 т угля. Учитывая постоянный дефицит энергоносителей в Украине, извлечение метана становится обоснованным.

Одним из приоритетных направлений применения угольного метана является его использование в качестве моторного топлива: 1 м^3 метана эквивалентен 1 л высокооктанового бензина.

Наиболее простой и распространенный способ утилизации каптированного газа – сжигание его в топках котлов шахтных котельных для нагрева технической воды на собственные нужды (шахтные бани, отопление производственных зданий и.т.п.). Переоборудование шахтных котельных при этом способе утилизации не вызывает особых затруднений. Газовые горелки могут быть установлены в водо- и жаротрубных котлах без значительной переделки топок.

Выводы

В настоящее время общество осознано, что энергетика страны определяется не только станциями и блоками огромной мощности. Для увеличения надежности энер-

госбережения необходима диверсификация систем за счет симбиоза крупных и малых энергоисточников. Внедрение объектов малой энергетики позволяет существенно сократить сроки их ввода в эксплуатацию, повысить отдачу инвестиций и значительно быстрее использовать в практике достижения современных технологий.

Традиционная технология производства теплоты из первичных энергоносителей по большому счету исчерпала свой экономический потенциал. В основном стоимость единицы тепловой энергии определяется тремя факторами: удельными капитальными затратами, термическим КПД и стоимостью топлива. Определяющим фактором, безусловно, является стоимость единицы энергии натурального топлива. Для ее снижения предпринимаются попытки вовлечения в энергетический баланс разного рода горючих отходов и низкосортных видов топлива.

Одним из таких отходов является шахтный метан, каптируемый с помощью дегазационных систем.

Список литературы

1. Технологические и организационные аспекты комплексного использования ресурсов угольных месторождений. Монография / Под общ. ред. Голубенко А.Л., Гребёнкина С.С. – Донецк: «ВИК», 2010. – 519 с.

2. Павлыш В.Н, Прокопенко Е.В. Проблемы мониторинга состояния породных отвалов / Вісник Криворізького технічного університету, 2007. – №16. – С. 157-160.

УДК 622.272

© М.Н. Андреев, Э.И. Богуславский

ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ ТРУБОК ЯКУТИИ В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Розглянуто питання розкриття запасів, що глибоко залягають, швидкими темпами й забезпечення відробки підкар'єрних запасів підземним способом. Створена експериментальна модель для визначення усадки сумішей, що твердіють.

Рассмотрен вопрос вскрытия глубокозалегающих запасов быстрыми темпами и обеспечения отработки подкарьерных запасов подземным способом. Создана экспериментальная модель для определения усадки твердеющих смесей.

Question of deep deposits opening by rapid pace is considered. Mining of underquarry deposits by underground method is examined as well. Experimental model for determination of consolidating mixtures contraction.

Алмазоносные месторождения Якутии уникальны по сложности разработки: суровый резко-континентальный климат – зимой температура достигает – 60 ºС, летом +40 ºС, частые и резкие перепады температуры до 20 ºС в течение суток; мощная толща многолетней мерзлоты – глубина до 700 м; высокоминерализованные, химически агрессивные подземные воды, содержащие сероводород; нефте- и газовыделения во вмещающих породах. С подобным комплексом проблем разработки месторождений мировая теория и практика горного дела не имеют. В настоящее время за счет интенсивной отработки кимберлитовых месторождений открытым способом карьеры достигли критической глубины. В этих условиях дальнейшая эксплуатация залежи становится экономически нецелесообразной и технически небезопасной.

На современном этапе освоения алмазных месторождений, когда из недр извлечена большая часть легкодоступных и наиболее богатых запасов, главная задача состоит в том, чтобы быстрыми темпами вскрыть глубокозалегающие запасы трубок «Мир», «Айхал», «Удачная», «Ботубинская» и обеспечить отработку подкарьерных запасов подземным способом. Выполнение задачи затрудняет отсутствие практики и мирового опыта ведения подземных работ на алмазоносных месторождениях в условиях Севера. Несвоевременный переход на подземную отработку приведет к разрыву в ведении горных работ после завершения открытой разработки и, как следствие, к резкому сокращению объемов добычи алмазов. В настоящее время на месторождениях «Мир» и «Айхал» завершены открытые горные работы на глубинах 320 и 525 м

соответственно. Особенностью переходного периода на месторождении «Мир» является то, что карьером вскрывают мощный напорный горизонт подземных вод, содержащих газы и сероводород. Поэтому без проведения специальных мероприятий может произойти затопление карьера. Трубка «Интернациональная» разработана до глубины 286 м без вскрытия водоносного горизонта и в этом районе еще предстоит решить эту проблему, попытка которой, и представлена в настоящей работе.

В отечественной практике при переходе от открытого к подземному способу отработки крутопадающих месторождений применяются в основном два класса систем разработки:

– выемка подкарьерных запасов месторождений системами с массовым обрушением руды и вмещающих пород;

– выемка системами с закладкой с оставлением безопасного рудного целика под дном карьера, который погашается системой подэтажного обрушения, или с закладкой при возведении бетонной потолочины.

В горнорудной промышленности зарубежных стран при подземной добыче руд черных и цветных металлов используется ряд вариантов самой высокопроизводительной системы разработки с обрушением и торцевым выпуском. При этом потери руды в недрах составляют 12-15%, а разубоживание доходит до 30-35%, что недопустимо для особо ценных руд. Применение такой технологии без ее принципиального изменения на алмазоносных месторождениях недопустимо [1].

Необходимо изыскание новых технологических и технических решений для полной отработки подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений, обеспечивающих минимальные потери и разубоживание ценного полезного ископаемого. Примеры подземной отработки кимберлитов, близкие к условиям якутских месторождений, к сожалению, отсутствуют [2].

Кимберлитовые трубки «Мир» и «Интернациональная» пересекают мощный (до 200 м) водоносный горизонт, содержащий агрессивные хлоридно-натриевые рассолы с растворенным сероводородом. Углубление горных работ на карьерах после вскрытия подземных водоносных комплексов происходит в условиях интенсивного подтопления нижних горизонтов токсичными и агрессивными к металлам рассолами. Это заставляет сооружать и эксплуатировать сложные системы карьерного водоотлива и утилизации откачиваемых вод, применять дорогостоящие водоустойчивые взрывчатые вещества. Также это приводит к повышенному износу горного оборудования и увеличению количества неполадок в его работе. В связи с этим была ограничена глубина открытой разработки «Юбилейная» и «Интернациональная». Переход на подземную отработку этих месторождений под водоносным слоем с повышенной обводненностью, не позволяет вести работы системами с обрушением руды и вмещающих пород. Кроме того, необходимо создавать барьерный целик между водоносным слоем и первым подземным горизонтом. В таких условиях подземную отработку первой очереди следует вести с закладкой выработанного пространства и без применения крупномасштабных массовых взрывов, чтобы избежать прорыва воды из водоносного горизонта в горные выработки. Неуправляемый транзит воды с поверхности через обрушенные породы или отбитую руду в районе ведения очистных работ создает опасность аварийных (не исключается – катастрофических) прорывов воды и водонасыщенных глин.

В верхней части разреза распространены мерзлые терригенные и терригенно-карбонатные породы илгинской и верхоленской свит, которые являются водоупором. Положение нижней границы мерзлой зоны устанавливается по кровле и колеблется в пределах абсолютных отметок от +59 до +16 м. Под толщей мерзлых пород развит водообильный напорный водоносный комплекс трещинно-пластовых вод. Он характеризуется значительными водопритоками, высокими гидростатическими напорами и содержанием минерализованных токсичных вод. Абсолютные отметки подошвы горизонта по данным разведочных скважин изменяются от – 105 до – 160 м, мощность – 145-190 м, напор над кровлей горизонта – 185-215 м.

По химическому составу воды комплекса представляют собой хлоридно-натриевые рассолы с минерализацией от 35 до 294 г/л. Из микрокомпонентов в рассолах присутствуют, в незначительных для такой минерализации количествах, микрокомпоненты: бром не более 60 мг/л, калий – 170 мг/л, стронций до 40 мг/л. Содержание сероводорода в рассолах колеблется от 15 до 137 мг/л. Сероводородные воды являются агрессивными по отношению к бетону и металлу – pH = 3,7-5,6. В рудном теле водоносный комплекс вскрыт на абсолютной отметке + 81,5 м. Связи между водами в кимберлитах и водоносным горизонтом во вмещающих породах в процессе опытных наблюдений не выявлено.

К слабопроницаемым относится большая часть разреза чарской и олекминской свит. Тем не менее, в отложениях и чарской и олекминской свит по данным геофизических исследований выделен ряд интервалов с коллекторскими свойствами. Коллекторы приурочены к пластам доломитов известковистых и известняков, низкопористых, насыщенных газом и нефтебитумами (70%) и рассолом (30%). Рассолы относятся к хлоридно-кальциевому типу (минерализация 475 г/л). Основным компонентом растворенных в них газов является метан и его гомологи. Максимальный возможный водоприток при одновременном вскрытии 3-х коллекторов составит 30 м^3/сутки и будет быстро уменьшаться до нормальных значений 4,5-6,3 м^3/сутки. В обводнении рассматриваемых горизонтов также будут принимать участие рассолы, инфильтрующиеся в относительно небольших объемах из залегающего выше водоносного комплекса.

Значительно, большую опасность, с точки зрения обводнения, представляет собой возможность прорыва воды на горизонты из водоносного комплекса по стволам незатампонированных геологоразведочных скважин. В настоящий момент реализуется комплекс мероприятий по защите объектов рудника от затопления – ликвидация незатампонированных геологических скважин и тампонаж приконтактной зоны на отм. 268 м. По расчетам притоки подземных вод не будут превышать 6-12 м^3/сутки.

Безопасность проведения подземных работ под водоносным комплексом обуславливается наличием целика безопасности, мощность которого составляет 60 м, граница безопасности при этом будет проходить на отм. 190 м.

В настоящий момент, наряду с открытыми, ведутся подземные горные работы под водоносным горизонтом на кимберлитовой трубке «Интернациональная» (рис. 1). Рудное тело представлено трубкой овальной формы, выполненной алмазосодержащими кимберлитовыми породами. Они однообразны по составу и состоят на 93% из порфировых кимберлитов и автолитовых кимберлитовых брекчий, с неравномерно распределенными среди них столбами неизмененных кимберлитов массивной текстуры (7%).

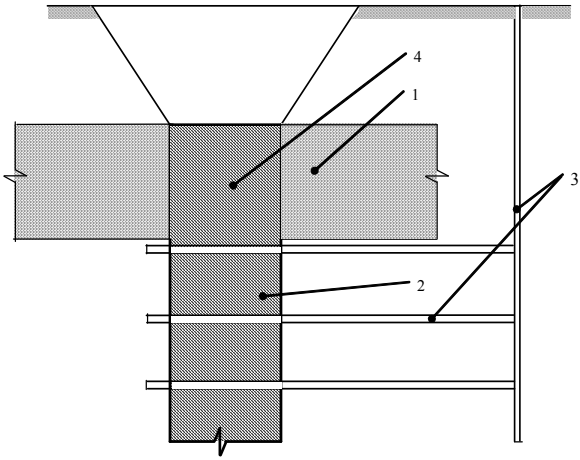


Рис. 1. Схема вскрытия рудника «Интернациональный»: 1 – водоносный горизонт; 2 – кимберлитовая трубка; 3 – вскрывающие выработки; 4 – оставляемый барьерный целик

Кимберлитовая руда характеризуется значительной степенью трещиноватости и прочностью по шкале Протодъяконова в районе 2-4. Нефтегазопроявления на месторождении во вмещающих породах прослежены до глубины 1200 м [3]. На руднике применяется слоевая система разработки с твердеющей закладкой и комбайновой выемкой слоев тупиковыми заходками по камерно-целиковой схеме в восходящем или нисходящем порядке. Параметры заходок принимаются в пределах: ширина 5,1-5,4 м; высота 4,0-4,75 м [4].

Очистная выемка заключается в последовательной отработке выемочных лент (камер) на слое с оставлением целика между отработанными лентами (камерами) не менее чем две ширины ленты. Слои отрабатываются полностью без оставления рудных целиков. Очистные работы ведутся четырьмя добычными комплексами: комбайн (типа AM75 или AHM105 выпускаемые фирмой Альпине – Вестфалия, ФРГ) и погрузочно-доставочная машина EST-6C (или TORO-400). Максимальное расстояние доставки руды до участкового рудоспуска не превышает 150 м [5].

Однако данная технология не даёт возможности отработать запасы барьерного целика у дна отработанного карьера, где горный массив разрушен массовыми взрывами и при восходящей отработке верхних слоев целика неизбежно произойдёт гидравлическая связь подземных горных выработок с выработанным пространством карьера. Применяемая система разработки не даёт возможности избежать прорыва подземных вод из водоносного горизонта.

Из сказанного следует, что необходимо создать единый проект разработки подкарьерных запасов, технологически и организационно связывающий открытый и подземный способы добычи, в оптимальную систему, обеспечивающую эффективную их отработку. При этом необходимо формировать общую схему вскрытия и подготовки запасов, совместные решения вопросов геомеханики, вентиляции, водоотлива, транспортирования горной массы и др.

Решением вышеперечисленных задач может послужить предлагаемая авторами технология разработки обводнённых подкарьерных запасов алмазоносных месторождений (рис. 2). Она обеспечивает одновременное ведение открытых и подземных

горных работ, углубку карьера до предельной глубины, создание герметичной подушки на дне карьера и его отсыпку вскрышными породами, а также проведение перед началом подземной отработки горно-капитальных работ по созданию барьерного и упрочняющего искусственных целиков.

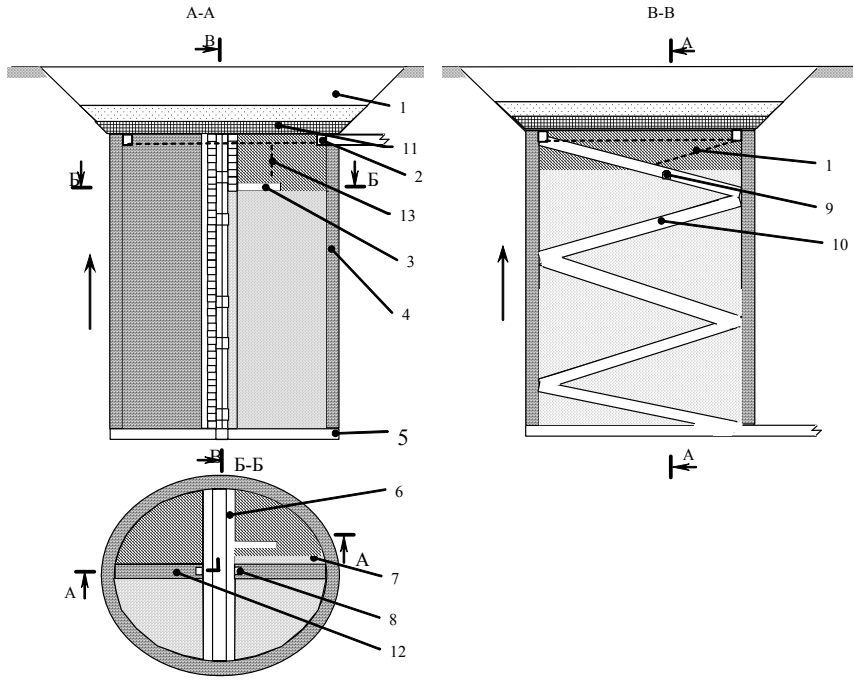


Рис. 2. Схема предлагаемой технологии разработки подкарьерных запасов: 1 – контур карьера; 2 – вентиляционно-закладочный штрек; 3 – очистная заходка; 4 – барьерный искусственный целик; 5 – откаточный штрек; 6 – рудный заезд; 7 – отработанная очистная заходка; 8 – рудоспуск; 9 – сбойка автоуклона с рудным заездом; 10 – автоуклон; 11 – герметичная подушка; 12 – упрочняющий искусственный целик; 13 – закладочная скважина

Сущность технологии отработки подкарьерных запасов кимберлитовых трубок заключается в следующем. Месторождение отрабатывается одновременно открытым и подземным способами. Причём после отработки карьера до максимальной глубины на дне карьера 1 с помощью бетонной закладки и изолирующей плёнки формируется герметичная подушка 11, после чего ведется отсыпка карьера вскрышными породами. Рудное тело вскрывается вертикальными стволами и квершлагами, разделяется на этажи при проведении откаточных штреков 5. По центру рудного тела проходится автоуклон 10, служащий для транспортирования горного оборудования. Для подачи закладки в отработанные очистные заходки 3 в верхней части блока про-

ходится вентиляционно-закладочный штрек 2.

С помощью проходческого комбайна отрабатываются кольцевой участок на контуре рудного тела и часть рудного массива вкрест трубки, которые заполняются бетонной закладкой, формируя тем самым искусственный барьерный 4 и упрочняющий 12 целики.

Отработка камер подземным способом начинается снизу-вверх слоевой системой разработки с твердеющей закладкой после создания искусственных барьерного 4 и упрочняющего целиков 12, делящих блок на камеры.

После проведения подготовительных и нарезных работ начинается очистная выемка руды в камерах с помощью очистного комбайна и самоходной доставочной техники. Отбитая комбайном руда из очистной заходки доставляется с помощью самоходного вагона до рудоспуска 8 по рудному заезду 6. Причём отработка очистных заходок ведётся по чередующемуся порядку. Отработанная очистная заходка закрывается с двух сторон перемычками и заливается твердеющей закладкой по закладочным скважинам 13. После отработки всех очистных заходок 3 в слое горное оборудование транспортируется по автоуклону 10 на следующий слой, где очистной цикл повторяется.

Таблица 1

РАСЧЕТ ЗАТРАТ НА ПРОХОДКУ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПО СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

№ п/п	Название горной выработки	Кол-во выработок, шт.	Площадь сечения выработки, $м^2$	Длина выработки, м	Объём одной выработки, $м^3$	Общий объём выработок, $м^3$	Стоимость проходки, руб/$м^3$	Общая стоимость проходки, руб.
1	Очистная заходка	2	16	45	720	1440	300	432000
2	Откаточный штрек	1	24	150	3600	3600	200	720000
3	Рудоспуск	2	4	180	720	1440	200	288000
4	Автоуклон	1	20	490	9800	9800	200	1960000
5	Сбойка автоуклона с рудным заездом	2	16	5	80	160	300	48000
6	Рудный заезд	2	16	90	1440	2880	300	864000
7	Вентил.-заклад. штрек	1	22	50	1100	1100	200	220000
8	Лифтовый восстающий	1	4	90	360	360	200	72000
Итого								**4604000**

Разработанная авторами технология выемки обводнённых подкарьерных запасов алмазоносных месторождений может быть рекомендована для отработки подкарьерных запасов кимберлитовых трубок МГОК АК «АЛРОСА».

По представленной технологии авторами проведены экономические расчёты, (табл. 1-3) учитывающие капиталовложения, стоимость горного оборудования и эксплуатационные расходы за весь период отработки запасов.

Таблица 2

СВОДНАЯ ТАБЛИЦА ПО ЭКСПЛУАТАЦИОННЫМ ЗАТРАТАМ ЗА ВЕСЬ ПЕРИОД ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ БЛОКА

Зарплата с/с, руб/т	Материалы с/с, руб/т	Амортизация с/с, руб/т	Энергия с/с, руб/т	Итого с/с по статьям, руб/т	Суммарные эксплуатационные затраты, руб.
12,3	4,1	123,6	2,2	142,2	437729623,3

Таблица 3

ЦЕНА ОБОРУДОВАНИЯ, МЛН. РУБ.

№ п/п	Тип оборудования	Цена	Кол-во	Общая стоимость
1	Комбайн АМ-105	98	2	196,0
2	Самоходный вагон СВ-15	1,5	2	3,0
Итого				**199,0**

Расчёт приведенных затрат по предлагаемому варианту технологии выемки подкарьерных запасов составляет 158,7 руб/т.

Разработчиками создана экспериментальна модель для определения усадки твердеющих смесей, с целью получения зависимости уменьшения усадки закладочного материала от применения различных агентов, а также определение прочности полученных образцов.

Список литературы

1. Каплунов Д.Р. Комбинированная геотехнология при освоении алмазоносного месторождения трубки «Удачная» / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, В.В. Калмыков, Ю.А. Петров, В.А. Суслов // Горная промышленность, 2005. – №4.

2. Осинцев В.А. Комплексный открыто-подземный способ разработки рудных месторождений с крутыми нерабочими бортами карьера //Горный Журнал. Известия ВУЗов, 2005. – №1.

3. Айнбиндер И.И. К проблеме отработки подкарьерных запасов трубки «Мир» подземным способом / И.И. Айнбиндер, Н.П. Крамсков // Горный журнал, 2000. – №12.

4. Замесов Н.Ф. Технические решения по ускоренному вскрытию и подготовке к эксплуатации подкарьерных запасов трубки «Мир» // Горный журнал, 2000. – №4.

5. Калитин В.Т. «Алмазодобывающий комплекс России: современное состояние, проблемы и перспективы развития» // Горный журнал, 2003. – №3.

УДК 622.413.4

© Н.В. Малеев, А.А. Мартынов,
А.К. Яковенко

КОМПЬЮТЕРНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ И РАЗРАБОТКИ МЕР ПО УЛУЧШЕНИЮ ТЕПЛОВЫХ УСЛОВИЙ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Наведена комп'ютерна програма з прогнозування температури повітря у виробках виїмкових дільниць глибоких шахт, яка розроблена на основі діючих нормативних документів. Програма забезпечує можливість обґрунтування технічних рішень з кондиціонування повітря на виїмкових дільницях.

Представлена компьютерная программа прогнозирования температуры воздуха в выработках выемочных участков глубоких шахт, разработанная на основе действующих нормативных документов. Программа обеспечивает возможность обоснования технических решений по кондиционированию воздуха на выемочных участках.

A computer program is presented for prediction of air temperature in stopes of deep coal mines, which is developed on the basis of normative documents applicable in the industry. The program ensures a possibility to substantiate and make engineering solutions with regard to air conditioning in stopes.

Средняя глубина горных работ в Донецком угольном бассейне превысила 750 м. Более 20 угольных шахт ведут очистную выемку на глубинах 1000-1380 м. При значениях геотермического градиента, характерных для многих шахтных полей 0,029-0,032 °С/м, температура горного массива на отрабатываемых глубоких горизонтах составляет 40-50 °С. В таких сложных горнотехнических и геотермических условиях разработки угольных пластов температура воздуха в очистных и подготовительных выработках выемочных участков без принятия специальных мер по ее снижению может достигать 32-36 °С и более. При этом следует отметить, что повышенные температурные условия в горных выработках по отношению к действующим в угольной промышленности Украине нормам (не более 22-26 ºС) [1], как показывает эксплуатация большинства шахт Донбасса, начинают формироваться уже на глубинах 500-600 м.

Тепловой режим горных выработок глубоких шахт формируется под влиянием сложных процессов тепло- и массообмена между горным массивом и вентиляционной струей воздуха при воздействии целого ряда дополнительных факторов. Основными источниками теплоприращения воздуха в выработках являются горный массив, выемочное и транспортное электрооборудование, транспортируемое ископаемое, в обводненных выработках – шахтная вода. В тепловом балансе выемочных

участков глубоких горизонтов существенную долю составляют теплопритоки из выработанного пространства лав.

Очистные и подготовительные выработки выемочных участков являются наиболее сложными объектами регулирования температурных условий в глубоких угольных шахтах. Применение прогрессивных технологий очистной выемки на основе использования механизированных комплексов приблизило процесс угледобычи в лавах к поточному производству, обусловило возрастание в выработках тепловых потоков из горного массива, транспортируемого угля, тепловыделений от работы машин и механизмов, поступления тепла из зоны выработанного пространства.

Широкий диапазон горно-геологических и горнотехнических условий отработки запасов угля на шахтах предопределяет применение большого числа технологических схем и параметров разработки пластов. Применяемые на действующих глубоких шахтах технологические схемы по фактору формирования климатических условий в выработках выемочных участков имеют существенные отличия.

На основании исследований установлено, что степень проявления теплового фактора в выработках выемочных участков во многом определяется комплексом технологических решений отработки пластов, и прежде всего системой разработки, схемой и параметрами проветривания, способом управления горным давлением, местом размещения основного участкового электрооборудования, рядом других параметров (длина выемочного поля, длина лавы и др.).

Оптимизация указанных горнотехнических решений по тепловому фактору в конкретных условиях разработки угольных пластов, обоснование эффективных способов и средств регулирования теплового режима, в том числе и искусственного охлаждения воздуха, возможны только на основе выполнения трудоемких вариантных тепловых расчетов горных выработок.

При превышении максимально допустимых значений температуры воздуха в выработках, где постоянно в течение смены работают люди, на шахтах применяются специально разрабатываемые мероприятия по ее снижению, а также профилактические меры для предупреждения тепловых поражений работающих в условиях нагревающего микроклимата.

В настоящий период при отработке глубоких горизонтов шахт Украины основным способом предупреждения тепловых поражений работающих в выработках выемочных участков является обеспечение интенсивного их проветривания, на отдельных выемочных участках с экстремальными тепловыми условиями – применение искусственного охлаждения рудничной атмосферы. Тепловые расчеты показывают, что при применении холодильного оборудования в шахтах для обеспечения значительных холодопотребностей лав и выемочных участков (700-1000 кВт) воздух после установленных в выработках воздухоохладителей должен иметь достаточно низкую температуру. Последнее из-за значительных перепадов температуры воздуха по длине выработки не допускается Санитарными правилами [2].

Обоснование конкретных способов и средств регулирования теплового режима выработок, оценка их эффективности возможны на основе выполнения прогнозных тепловых расчетов по действующим специально разработанным отраслевым методикам.

В настоящее время основным руководящим нормативным документом для проектных организаций и специалистов угольных шахт, занимающихся вопросами прогноза и регулирования теплового режима горных выработок, является «Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах» [3].

Зависимости для расчета температуры воздуха в горных выработках получены на основании решения уравнения теплового баланса в дифференциальной форме, которое имеет вид

$$Gdi = (Q_n / L)dy + (\Sigma Q_m / L)dy \pm 9{,}81G\sin\psi dy\,, \qquad (1)$$

где G – массовый расход воздуха в выработке, кг/с;

i – энтальпия воздуха, Дж / кг;

Q_n – тепловыделение из горного массива в выработку, Вт;

ΣQ_m – суммарное тепловыделение местных источников, Вт;

L – расчетная длина выработки, м;

y – продольная координата, м;

ψ – угол наклона выработки к горизонту, град.

На основании выполненных в последующий период теоретических и экспериментальных исследований в области тепломассопереноса в выработках глубоких шахт, теплопритоков из выработанного пространства лав при различных способах управления кровлей, уточнения тепловыделений от ряда местных источников были разработаны «Методика прогнозирования температурных условий в выработках вентиляционных горизонтов глубоких шахт» [4] и «Экспресс-методика прогнозирования температуры воздуха в выработках глубоких шахт» [5]. Разработка этих отраслевых нормативных документов была весьма актуальной, так как с переходом горных работ более глубокие горизонты существенно возросла в тепловом балансе выработок выемочных участков доля теплопритоков из выработанного пространства лав.

Для выполнения тепловых расчетов температуры воздуха в выработках выемочных участков необходимо располагать значительной по количеству параметров и значений базой исходных данных. Требующиеся данные для расчетов выбираются и устанавливаются на основе (по рекомендациям) отраслевых нормативных документов [3, 4].

Основными исходными данными по выемочному участку являются: система разработки, схема проветривания, способ и средства выемки и транспортирования угля, характеристики выработок (длина, площадь и периметр поперечного сечения, вид крепи), расход воздуха, наличие местных источников тепловыделений в выработках (машины и механизмы, другое электрическое оборудование), обводненность выработок, нагрузка на очистной забой и т.д.

Исходные данные для прогноза тепловых условий в сети горных выработок принимаются на основе технологического проекта, по данным геологических организаций, а также фактическим данным действующих горизонтов или соседних шахт.

Анализ показывает, что даже весьма незначительная неопределенность в выборе исходных данных для выполнения теплового расчета, может явиться причиной значительных ошибок в определении потребной мощности пунктов охлаждения воздуха, причем ошибки могут быть как в сторону занижения, так и завышения этой мощности.

Согласно действующей методике [3] температура воздуха в конкретной выработке выемочного участка рассчитывается по формуле

$$t_2 = t_л B + \frac{1-B}{A+\Delta\varphi\Gamma}\left[E + \Delta\varphi\Gamma\varepsilon^{|} + \frac{3600\Sigma Q_{MU}}{GC_P} \pm L\sin\varphi\left(6T + 9{,}76\cdot 10^{-3}\right)\right], \quad (2)$$

где

$$B = \left(\frac{1+\Gamma\varphi_1}{1+\Gamma\varphi_2}\right)^{\left(1+\frac{A}{\Delta\varphi\Gamma}\right)} \text{ при } \Delta\varphi = \varphi_2 - \varphi_1; \quad (3)$$

$$B = exp\left(-\frac{A}{1+\varphi\Gamma}\right) \text{ при } \varphi_1 = \varphi_2 = \varphi; \quad (4)$$

$$\Gamma = \frac{1542 n^{|}}{p - p_n^{cp}}; \quad (5)$$

$$A = \frac{3600\left(K_\tau U + K_{\tau T} U + 1{,}2 K_{\tau л} b_л\right)}{GC_{cp}}; \quad (6)$$

$$E = \left[\frac{K_\tau U L}{GC_p} t_П + \frac{K_\tau U_T L}{GC_p} t_{ni}^{|}\right] + \frac{1{,}2 K_\tau . b . L}{GC_p}\left(t_П - \Delta t^{|}\right); \quad (7)$$

$$T = \frac{3600 K_{\tau T} U_T L\left[A + \Delta\varphi\Gamma\right] - \left(1+\Gamma\varphi_1\right)\left(1-\Gamma\right)}{GC_p\left(A + 2\Delta\varphi\Gamma\right)\left(1-B\right)}, \quad (8)$$

где $n^{|}, \varepsilon^{|}$ – коэффициенты уравнения аппроксимации зависимости давления насыщения водяных паров в воздухе от температуры, которые принимаются для ожидаемого диапазона изменения температуры воздуха на участке.

Температура воздуха в начале воздухоподающей выработки выемочного участка при обратном тепловом расчете для определения требующейся холодильной мощности для кондиционирования воздуха в лаве определяется по формуле [3].

$$t_{01} = \frac{t_2}{B} - \frac{1-B}{B(A+\Delta\varphi\Gamma)}\left[E + \Delta\varphi\Gamma\varepsilon^{|} + \frac{3600\Sigma Q_{MU}}{GC_p} \pm \right. \\ \left. \pm L\sin\varphi\left(\sigma T + 9{,}76\cdot 10^{-3}\right)\right]. \quad (9)$$

По этой формуле производится расчет температуры воздуха в начале воздухоподающей выработки или в пункте размещения в ней воздухоохлаждающего устройства. При этом за конечную температуру воздуха на расчетном участке выработки принимается температура воздуха на входе в лаву t_{01}. Относительная влажность воздуха на выходе из воздухоохлаждающего устройства принимается равной 0,95-1,0. Относительная влажность в смеси охлажденного и неохлажденного воздуха за пунктом размещения воздухоподающего устройства зависит от соотношения потоков охлажденного и неохлажденного воздуха и исходных значений относительной влажности потоков.

Для оперативного принятия технических решений по нормализации температурных условий в горных выработках выемочных участков (обоснование мер и выбор средств для локализации теплопритоков) требуется выполнение многочисленных вариантных тепловых расчетов.

С этой целью разработана, на основании действующих нормативных документов и отраслевых методик [3, 4, 5], специальная компьютерная технология [6, 7].

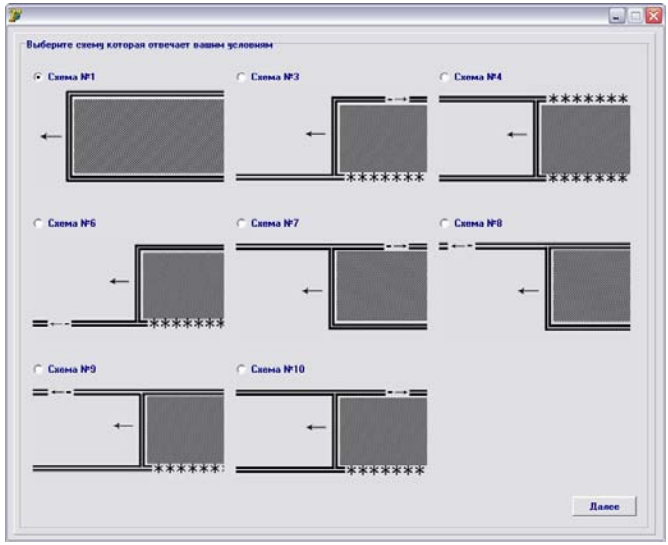


Рис. 1. Панель выбора системы разработки и схемы проветривания выемочного участка

Современный вид и содержание разработанной программы прогнозирования температурных условий в выработках выемочных участков [6, 7] с учетом результатов выполненных авторами обширных исследований формирования теплового режима глубоких шахт Донбасса приведены в настоящей статье.

Разработанная компьютерная технология представлена в среде Delphi v. 7.0.

Область применения разработанной программы тепловых расчетов горных выработок на ПЭВМ распространяется на шахты, разрабатывающие пологие и наклонные угольные пласты.

При выполнении расчетов по конкретному выемочному участку сначала производится выбор модуля, соответствующего применяемой системе разработки угольного пласта и схеме проветривания выработок выемочного участка (рис. 1).

Для выполнения дальнейшего расчета необходимо на этой панели выбрать нужную схему, а затем нажать кнопку «Далее».

Все вводимые в последующем исходные данные на отображаемых панелях проверяются в автоматическом режиме при их вводе. Если введенное значение не отвечает требованиям, рядом с полем ввода отображается значок «!», сигнализирующий о некорректности этого значения, и одновременно блокируется кнопка расчета. Для каждого поля исходных данных в разработанной программе введены специальные ограничения.

При тепловом расчете рабочая панель условно делится на две части (рис. 2).

Рис. 2. Рабочая панель теплового расчета

Процедура ввода исходных данных для выемочного участка позволяет вводить, редактировать и сохранять на диске параметры, которые характеризуют выемочный участок в целом. В качестве примера, окно ввода данных для столбовой системы разработки представлено на рис. 3.

После ввода данных для выемочного участка производится последовательно расчет участковой воздухоподающей выработки, лавы и вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха.

В окне вывода результатов находится выбранная принципиальная схема системы разработки и схемы проветривания выемочного участка, на которой по мере выполнения расчета указываются температуры воздуха в характерных пунктах и требующаяся холодильная мощность воздухоохладителей.

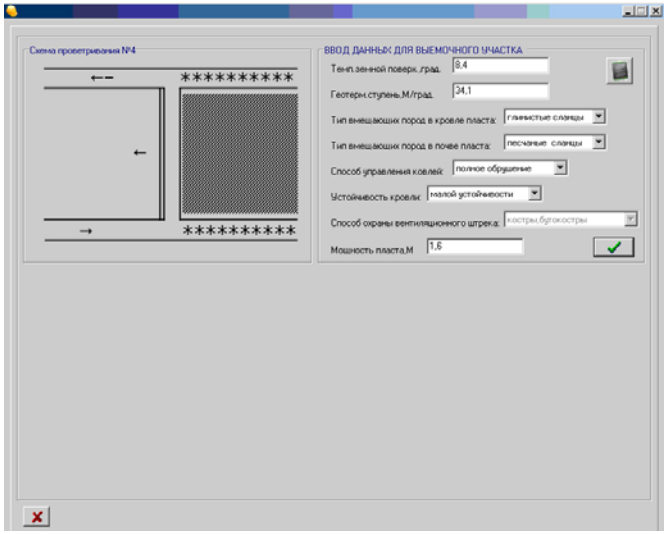


Рис. 3. Панель ввода данных для выемочного участка

Процедура теплового расчета воздухоподающей выработки позволяет редактировать и сохранять на диске исходные данные, а также отображать результаты теплового расчета.

Расчет лавы позволяет определить температуру воздуха в лаве и температуру утечек воздуха через выработанное пространство.

Процедуры определения холодопотребности лавы и мощности воздухоохлаждающего устройства позволяют определить необходимую температуру в начале лавы для того, чтобы обеспечить заданную температуру воздуха в конце лавы. После этого задается удаление воздухоохладителя от лавы и расход воздуха через него. На основании этих данных, а также результатов расчета воздухоподающей выработки, определяется необходимая мощность воздухоохладителя и температура воздуха на входе и выходе из воздухоохладителя.

Процедура расчета теплового баланса позволяет проанализировать значения теплопритоков в выработку по источникам тепловыделений. На круговой диаграмме выдается сообщение о наличии источников и процентном соотношении величин теплопритоков от этих источников.

При расчете теплового баланса учитываются теплопритоки от следующих источников: от горного массива; машин и механизмов с электроприводом; транспортируемого ископаемого; воды в водоотливной канавке; тепловыделение из выработанного пространства.

Форма теплового баланса участковой воздухоподающей выработки представлена на рис. 4.

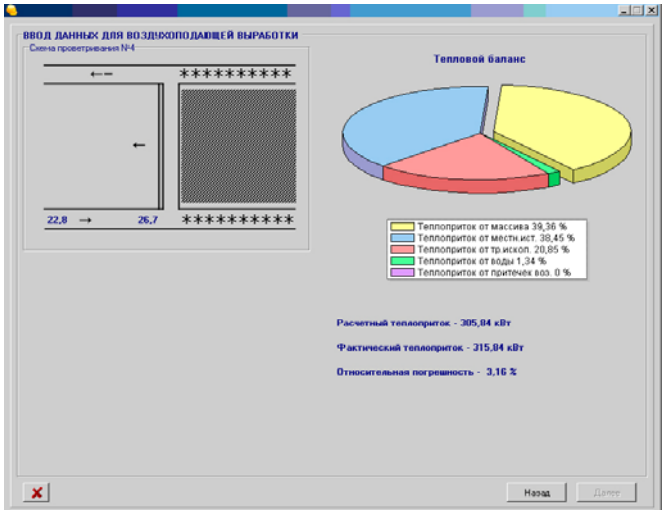


Рис. 4. Панель теплового баланса выработки

Кроме этого выводится абсолютная величина суммарного теплопритока от учтенных источников тепловыделений, абсолютная величина фактического теплопритока (по разности энтальпий в начале и конце выработки), а также относительная погрешность расчета теплового баланса выработки.

Исходными данными для процедуры теплового баланса конкретной горной выработки являются результаты расчета температуры воздуха в данной выработке.

Результаты расчета по выемочному участку могут быть проиллюстрированы, например, как показано на рис. 5, на соответствующем графике и распечатаны.

Выполнение указанных тепловых расчетов необходимо при разработке проектов новых и реконструируемых шахт, определении перспективных программ развития горных работ по пластам, планировании ввода в эксплуатацию новых выемочных участков, разработке практических мер по улучшению теплового состояния шахтной атмосферы в выработках глубоких горизонтов.

Разработанная компьютерная программа, согласованная Госгорпромнадзором Украины для применения в угольной промышленности, позволяет с достаточной степенью точности решить следующие задачи: выполнить прогноз температуры воздуха в выработках выемочного участка при естественном режиме формирования климатических условий и применении искусственного охлаждения; определить холодопотребность лавы; рассчитать необходимую холодильную мощность оборудования для нормализации теплового режима в выработках в соответствии с требованиями Правил безопасности. Возможно также определить температуру притока воздуха из выработанного пространства лавы при наличии утечек воздуха, рассчитать величины поступления тепла из него непосредственно в лаву и на вентиляционный штрек.

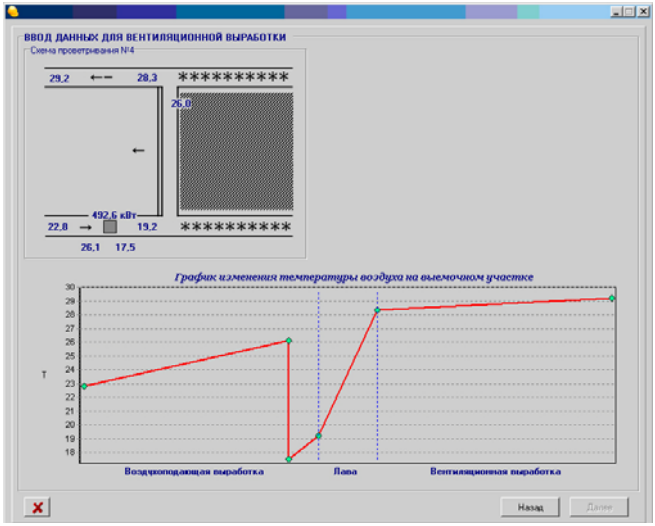


Рис. 5. Панель результатов теплового расчета выемочного участка

Внедрение компьютерной технологии прогноза температурных условий в выработках выемочных участков обеспечивает возможность оперативного выполнения оценки по тепловому фактору горнотехнических решений и параметров разработки угольных пластов на глубоких горизонтах: системы разработки; направления перемещения очистного забоя; способа управления горным давлением; схем проветривания выемочного участка и лавы; способа и средств охраны участковых выработок; расхода воздуха на выемочном участке; механизации очистных работ; длины выемочного поля, лавы; нагрузки на очистной забой и др.

Компьютерная программа позволяет разработать целесообразные практические действия шахт по улучшению и нормализации температурных условий в очистных забоях, в том числе с применением искусственного охлаждения воздуха на выемочных участках. При этом определить параметры охлажденного воздуха, необходимую холодильную мощность средств охлаждения и оптимальный вариант размещения воздухоохладителей в воздухоподающих участковых штреках. Из специальных мер, программа позволяет для конкретных условий произвести оценку осушения участковых воздухоподающих выработок, уменьшения (локализации) выноса тепла утечками воздуха из зоны выработанного пространства и ряда других мероприятий.

Разработанная компьютерная технология является первым шагом в создании унифицированных программных средств для ПЭВМ по данному направлению, получившая положительные результаты апробации и внедрения на глубоких шахтах Донецкого бассейна.

Результаты практического использования компьютерной технологии, наряду шахт, с глубиной разработки угольных пластов 1000-1300 м, показали ее надежную работоспособность, точность и достоверность выполняемых прогнозных тепловых

расчетов, преимущества оптимизации параметров разработки пластов по тепловому фактору. Обоснованный выбор рациональных с учетом теплового фактора технологических схем разработки пластов в конкретных условиях обеспечивает минимальные холодопотребности очистных забоев и затраты на кондиционирование воздуха [7].

Программа проста в использовании, не требует от потребителя специальных навыков и знаний сложной теории тепломассообменных процессов в горных выработках. При выполнении тепловых расчетов с использованием данной программы на ПЭВМ требуется лишь правильный выбор и ввод исходных данных, характерных для шахты и выработок выемочного участка.

Положительные результаты использования компьютерной программы позволяют рекомендовать ее для более широкого применения работниками угольной промышленности, занимающихся решением проблемы борьбы с высокими температурами воздуха в шахтах.

Выводы

Компьютерная технология прогнозирования температурных условий в выработках выемочных глубоких угольных шахт разработана на основании действующих в угольной промышленности Украины нормативных документов. Разработанная компьютерная программа позволяет с достаточной степенью точности решить следующие задачи: выполнить прогноз температуры воздуха в выработках выемочного участка при естественном режиме формирования климатических условий и применении искусственного охлаждения; определить холодопотребность лавы; рассчитать необходимую холодильную мощность оборудования для нормализации теплового режима в выработках в соответствии с требованиями Правил безопасности.

Компьютерная технология позволяет разрабатывать и осуществлять выбор рациональных по тепловому фактору горнотехнических, технологических и специальных мер по регулированию теплового состояния рудничной атмосферы в очистных забоях при планировании ведения горных работ на больших глубинах.

Список литературы

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. НПАОП 10.0-1.01-05. Киев, 2005.

2. Державні санітарні правила та норми. Підприємства вугільної промисловості. ДСП 3.3.1.095-2002. Київ, 2003.

3. Единая методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах. Макеевка – Донбасс, 1979.

4. Методика прогнозирования температурных условий в выработках вентиляционных горизонтов глубоких шахт, Макеевка – Донбасс, 1984.

5. Экспресс-методика прогнозирования температуры воздуха в выработках глубоких шахт Донбасса. Макеевка – Донбасс, 1985.

6. 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.

7. Мартынов А.А., Яковенко А.К., Саноцкий Р.М. Рациональные по тепловому фактору технологические схемы разработки пластов и компьютерная технология их выбора для конкретных условий глубоких шахт // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. тр. МакНИИ. – 1996. – С. 107-116.

УДК 622.412.13

© А.К. Котляров, В.Е. Фрундин

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕРМОКОНДУКТОМЕТРИЧЕСКОГО ДАТЧИКА С НЕИЗОЛИРОВАННЫМ СРАВНИТЕЛЬНЫМ ЭЛЕМЕНТОМ

Наведено результати експериментальних досліджень розробленого термокондуктометричного датчика метану з неізольованим порівняльним елементом. Встановлено величини похибок запропонованого датчика в умовах експлуатації.

Приведены результаты экспериментальных исследований разработанного термокондуктометрического датчика метана с неизолированным сравнительным элементом. Установлены величины погрешностей предложенного датчика в условиях эксплуатации.

The results of experimental researches of the developed thermal sensor of methane with non-isolated comparative element are presented. The values of errors of the offered sensor are set in the exploitation conditions.

В работах [1, 2] дан анализ выпускаемых отечественной и зарубежной промышленностью газоанализаторов, основанных на термокондуктометрическом методе измерения с применением двухкамерных датчиков, указаны их весьма существенные недостатки, предложен термокондуктометрический датчик метана с неизолированным элементом, и выполнена теоретическая оценка его погрешностей.

Основной целью лабораторных исследований являлось определение фактических величин погрешностей предложенного термокондуктометрического датчика в условиях эксплуатации.

В программу исследований входило:

а) определение оптимального режима работы элементов первичного преобразователя;

б) определение влияния температуры анализируемой среды на погрешность измерения содержания метана;

в) определение влияния измерения атмосферного давления на погрешность измерения содержания метана;

г) определение влияния паров воды и углекислого газа на погрешность изменения содержания метана;

д) определение влияния водорода и оксида углерода на погрешность измерения содержания метана.

Исследованиям были подвержены две разновидности термокондуктометрических датчиков, выполненных на базе термокаталитических датчиков, применяемых в аппаратуре АТ1-1, АТ3-1.

Чувствительные элементы – термометры сопротивления размещаются в воздухопроницаемой камере из металлокерамики с внутренним диаметром 6 мм и разделенной на две полости слюдяной перегородкой. В одном датчике в качестве чувствительных элементов были использованы сравнительные элементы от серийных термокаталитических датчиков из платиновой проволоки диаметром 20 и 30 мкм с практически одинаковыми геометрическими параметрами, но разным сопротивлением.

Во втором датчике рабочий и сравнительные элементы были изготовлены из платинового микропровода диаметром 30 и 50 мкм. Соответственно площадь поверхности сравнительного элемента была примерно в пять раз больше площади рабочего элемента, а сопротивление элементов в холодном состоянии было одинаково.

Рабочее напряжение датчиков определялось из условия исключения горения на рабочем элементе. В мостовой измерительной схеме сравнительный элемент датчика отключался и вместо него подключался эквивалентный резистор магазином сопротивлений. Напряжение на рабочем элементе увеличивалось от 0,3 В с шагом 0,05 В до напряжения, когда на его поверхности начинал окисляться метан. Горение на рабочем элементе контролировалось по уменьшению напряжения на эквиваленте сравнительного элемента (при начале окисления метана на рабочем элементе термокондуктометрического датчика растут его температура и сопротивление, что приводит к уменьшению напряжения на эквиваленте сравнительного элемента). Метановоздушная смесь подавалась в датчик с помощью газодинамической установки или датчики помещались в газовую камеру.

Исследования, выполненные при содержании метана более 5 об.% на десяти датчиках (2 по 5 шт.), показали, что окисление метана на рабочем элементе наблюдалось при напряжении на нем более 0,8 В. После работы элемента в метановоздушной смеси в течение нескольких часов окисление метана началось при напряжении 0,7 В.

Выполненные исследования позволили установить, что для исключения горения метана на рабочем элементе при содержании его в смеси 10-40 об.% напряжение на рабочем элементе не должно превышать 0,6 В.

При экспериментальных исследованиях напряжение на рабочих элементах обоих вариантов датчиков было принято 0,55 В, что соответствует температуре элемента 230-240 ºС.

Подбор термокомпенсирующего резистора, включаемого последовательно со сравнительным элементом термокондуктометрического датчика, осуществлялся по следующей методике. Питание мостовой измерительной схемы осуществлялось при поддержании стабильным напряжением на рабочем элементе, что значительно облегчает и упрощает процесс определения величины термокомпенсирующего резистора. Устанавливается необходимое напряжение на рабочем элементе, последовательно с компенсирующим резистором включается магазин сопротивлений, и датчик метана помещается в термостат. Изменяя величину компенсирующего резистора через 0,05 Ом, регистрируется милливольтметром разбаланс измерительного моста

при исходной температуре воздуха. После чего изменяется температура воздуха в термостате и эксперимент повторяется. Сравнивая результаты измерений разбаланса моста, определяем величину термокомпенсирующего резистора при равенстве сигнала разбаланса моста для различных температур воздуха. В результате испытаний величина термокомпенсирующего резистора для датчиков по первому варианту составила 2,7-2,8 Ом. Колебания величины сопротивления термокомпенсирующего резистора объясняется невозможностью выполнения идентичными элементов датчика как по геометрическим, так и по электрическим параметрам.

При исследовании датчиков по второму варианту (с одинаковым начальным сопротивлением, но различной площадью поверхности) величина термокомпенсирующего резистора 1,8 Ом (как теоретически установлен в работе [1]). Отклонение выходного сигнала моста без компенсирующего резистора при различных температурах окружающей среды составило ±8,0-12,0 мВ, что составляет ±10,0-15,0 об.% CH_4. Для исключения этой погрешности необходимо определить величину термокомпенсирующего резистора по изложенной выше методики, чем выше точность подбора резистора, тем меньше температурная погрешность.

Оценка температурной погрешности термокондуктометрических датчиков после установки термокомпенсирующих резисторов в мостовую схему проводилась с применением термостата, в который устанавливались датчики.

Изменение температуры осуществлялось от атмосферной (16-20 ºС) до 35-36 ºС. Для прогрева анализируемой смеси последняя подавалась через змеевик, установленный в термостате. Метановоздушная смесь создавалась газодинамической установкой.

Результаты исследований позволили установить, что температурная погрешность не превышает ±0,5-1 об.% CH_4.

Для определения погрешности термокондуктометрических датчиков от изменения атмосферного давления последние помещались в барокамеру, в которой создавалось определенное содержание метана при повышенном давлении, после чего давление в барокамере уменьшалось и контролировался выходной сигнал моста (первоначально давление в барокамере создавалось на 100 мм. рт. ст. больше атмосферного).

При уменьшении атмосферного давления до атмосферного, а потом разрежении на 100 мм. рт. ст. выходной сигнал измерительных мостов оставался постоянным, т.е. погрешность от изменения давления равна нулю. Полученные результаты подтверждают теоретические выводы, что теплопроводность смеси практически не зависит от давления, а конструктивно датчик выполнен правильно – практически отсутствует конвективная составляющая, анализируемая смесь поступает диффузией.

Проверка работоспособности термокондуктометрических датчиков в аварийных условиях при наличии в атмосфере оксида водорода и водорода проводилась с помощью аттестованных газовых смесей: 1,03 об.% H_2 и 0,5 об.% CO. При подачи оксида углерода выходной сигнал мостовых схем практически не изменялся, а при подачи смеси с содержанием 1,03 об.% H_2 выходной сигнал составлял 6,5-7,0 об.% CH_4.

Определение погрешности термокондуктометрических датчиков при содержании в смеси 2 об.% CO_2 проводилось с помощью трехкомпонентных смесей (воздух + 2,0 об.% $CO_2 + CH_4$). Предварительно в баллоне приготовлена смесь воздух + углекислый газ, а потом с помощью газодинамической установки создавались смеси воздух + метан и воздух + диоксид углерода + углекислый газ. При создании трехкомпонентной смеси по этой методике учитывались разные плотности воздуха и диоксида углерода и уменьшение содержания последнего при добавлении метана. После обработки результатов испытаний установили погрешность от содержания диоксида углерода в анализируемой смеси равную 0,9-1,0 об.% CH_4 на 1,0 об.% CO_2, что полностью подтверждает полученные в работе [2] теоретические значения.

Погрешность термокондуктометрических датчиков от паров воды определялась в газовой пятидесятилитровой камере. Датчики помещались в газовую камеру, в которой влажность смеси контролировалась психрометром. С помощью парогенератора влажность смеси в камере увеличивалась до 98% при температуре +27 ºС. При этом содержание паров воды в воздухе увеличивалось на 2,5 об.%. Изменение выходного сигнала термокондуктометрических датчиков от паров воды (2,5 об.%) в чистом воздухе соответствовало 1,45-1,5 об.% CH_4. Теоретическое значение погрешности термокондуктометрических датчиков от паров воды в этом случае составляет ≈ 1,2 об.% CH_4 [2].

Для определения погрешности измерения содержания метана от содержания паров воды была использована газодинамическая установка и газовая камера. Чистый метан подавался в газодинамическую установку из баллона, а воздух с помощью побудителя расхода. Контроль влажности воздуха осуществлялся психрометром.

Начальная относительная влажность воздуха составляла 60% при температуре +20ºС. При этих условиях определяется выходная характеристика датчика в диапазоне концентрацией метана 0-100 об.%. После чего в газовой камере с помощью парогенератора поднимается относительная влажность воздуха до 98% и определяется выходная характеристика датчика в смеси влажный воздух – метан. В этих условиях содержание паров воды в воздухе увеличивалось на 1,2%. Выходной сигнал термокондуктометрических датчиков отличался от полученного при анализе смеси сухой воздух – метан отличался на 0,7-0,75 об.% CH_4 при содержании метана 0,0 об.% и на 0,0-0,1 об.% CH_4 при содержании метана около 100 об.%.

Экспериментальные исследования термокондуктометрических датчиков с неизолированными сравнительными элементами подтвердили, что их выходные характеристики монотонно возрастающие как и у датчиков с изолированными сравнительными элементами. Максимальная нелинейность выходной характеристики исследуемых датчиков составила 9,0 – 9,5% об.% CH_4 при объемной доле метана 47 об.%. Однако, при микропроцессорной обработке выходного сигнала погрешность от нелинейности характеристики термокондуктометрического датчика сводится практически к нулю.

Как показали экспериментальные исследования термокондуктометрических датчиков с разными температурами нитей рабочего и сравнительного элементов, которые оба контактируют с анализируемой средой, величина выходного сигнала примерно в три раза меньше (35-40 мВ при содержании метана 100 об.%), чем у датчика с герметичным сравнительным элементом. Для исключения влияния напряжения питания мостовой измерительной схемы с термокондуктометрическим датчиком необходимо уделить особое внимание стабильности питающего напряжения.

Анализ схем питания неуравновешенного измерительного моста с термокондуктометрическим датчиком с неизолированным сравнительным элементом позволил сделать вывод, что следует отдать предпочтение варианту поддержания стабильным напряжение на рабочем элементе (более разогретом). При появлении метана в анализируемой смеси теплопроводность ее повышается, и рабочий активнее охлаждается, что приводит к уменьшению его сопротивления, увеличению протекающего через него тока и соответственно росту напряжения на сравнительном (менее нагретом) элементе и в конечном итоге к увеличению напряжению питания моста. Такое решение по питанию мостовой измерительной схемы позволяет повысить величину выходного сигнала примерно на 5%, а также уменшить нелинейность мостовой измерительной схемы.

Выполненные экспериментальные исследования термокондуктометрических датчиков с неизолированными сравнительными элементами полностью подтверждают теоретические результаты исследований, приведенные в работе [2], и позволяют сделать вывод о пригодности таких датчиков для использования в аппаратуре газового контроля.

Список литературы

1. Голинько В.И., Котляров А.К. Теоретическое обоснование параметров термокондуктометрического датчика метана с неизолированным сравнительным элементом // Сб. науч. тр. НГУ. – 2006. – №26. – С. 60-67.

2. Котляров А.К., Фрундин В.Е. Теоретическая оценка погрешностей термокондуктометрических анализаторов метана от неизменяемых компонентов рудничной атмосферы / Наук.-техн. зб. «Гірнича електромеханіка та автоматика». – 2006. – №77. – С. 87-93.

УДК 622.831

© В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская,
П.П. Корж

ВЛИЯНИЕ ГЛУБИНЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ НА ИЗМЕНЕНИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В СЛОИСТОМ МАССИВЕ

Викладено результати експериментальних досліджень формування напруженості вуглевміщуючого шаруватого масиву слабких порід зі збільшенням глибини розташування пластової виробки.

Изложены результаты экспериментальных исследований формирования напряженности углевмещающего слоистого массива слабых пород с увеличением глубины расположения пластовой выработки.

Results of experimental researches of stress formation of coal stratified massif of weak rocks depending on stratification depth of an in-seam working are presented.

Общеизвестно, что с ростом глубины разработки увеличивается исходное поле напряжений слоистой углевмещающей толщи, которое из начального негидростатического состояния переходит в отдельных слоях (предельное деформирование) в близкое к гидростатическому, и на стадии запредельного деформирования наблюдается увеличение горной породы в объеме [1-3] за счет разрыхления. Эти закономерности исследованы на примере слоистого массива слабых пород, отражающего условия эксплуатации пластовых выработок шахт Западного Донбасса.

В дополнение к с исследованиям [4, 5] напряженного состояния углевмещающего породного массива проанализировано изменение компоненты σ_x с ростом глубины расположения выработки. Исследовано поле горизонтальных напряжений при пониженных прочностных ($\sigma_{сж_i}^{К,П} = 5$ МПа) и деформационных ($E_i^{К,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа) характеристиках всех близлежащих к выработке породных слоев (рис. 1). При $H = 200$ м, большая часть углевмещающей толщи (за исключением локальных областей вокруг выработки) находится в допредельном состоянии с соответствующими особенностями распределения σ_x (см. рис. 1, а):

– повышенная разгрузка в приконтурных породах почвы выработки (с появлением растягивающих σ_x) по сравнению с ее кровлей;

– повышенные сжимающие напряжения на более отдаленных участках кровли и почвы, что свидетельствует о прогибе слоев в полость выработки;

– повышенные сжимающие напряжения в районе угольного пласта за счет увеличенного коэффициента бокового распора ($\mu^y \succ \mu_i^{K,\Pi}$);

– на остальных участках σ_x приближается к исходному негидростатическому состоянию.

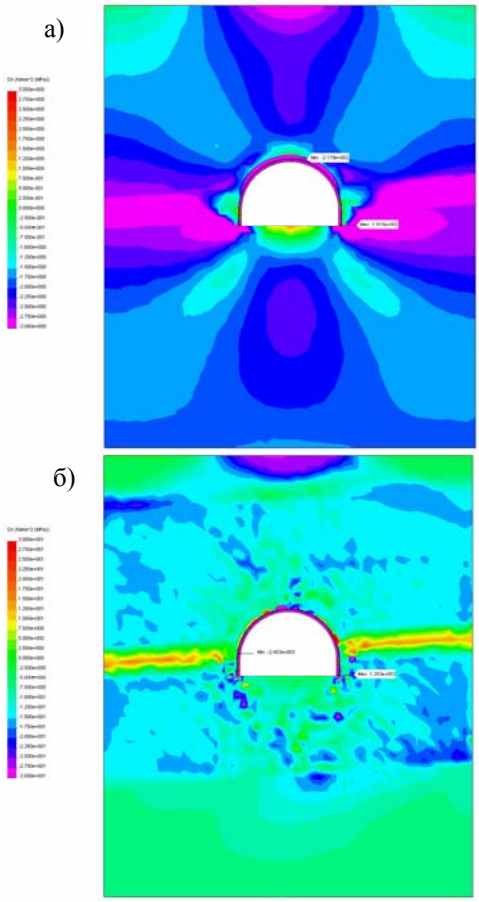


Рис. 1. Эпюры распределения горизонтальных напряжений σ_x при пониженных прочностных и деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – Н = 200 м; б – Н = 600 м

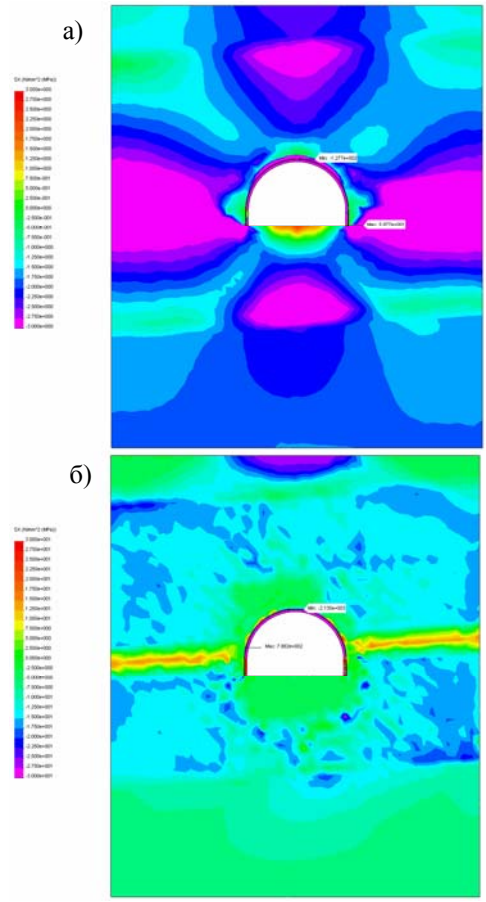


Рис. 2. Эпюры распределения горизонтальных напряжений σ_x при пониженных прочностных и повышенных деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – Н = 200 м; б – Н = 600 м

С увеличением глубины разработки до $H = 400$ м эпюра σ_x коренным образом изменяется, что связано с переходом подавляющей части близлежащих породных слоев в предельное состояние (подробное описание приведено в [5]). При $H = 600$ м происходят дальнейшие изменения эпюры σ_x (см. рис. 1, б), обусловленные не столько предельным (разупрочнение), сколько запредельным (разрыхление) состоянием породных слоев:

– разгружаются от σ_x более отдаленные породные слои (второй в почве и третий в кровле), которые начинают в определенной мере участвовать в процессах сдвижения углевмещающей толщи в полость выработки;

– в приконтурных породах по всему периметру выработки, где действуют пониженные σ_x, появляются отдельные области с $\sigma_x > \gamma H$, что указывает на активный процесс разрыхления породы;

– в более отдаленных участках близлежащих породных слоев величина $\sigma_x > \gamma H$, что характеризует их практически повсеместный переход не только в предельное, но и запредельное состояние, резко интенсифицирующее сдвижение углевмещающего массива в полость выработки;

– в более прочном (по сравнению с породой) угольном пласте на всю близлежащую область по восстанию и падению распространяются растягивающие σ_x по мощности пласта с максимумом в его срединной части, достигающем 12...18 МПа; этот факт объясняется существенным градиентом перемещений породных слоев в полость выработки в предельном (запредельном) состоянии и указывает на то, что в угольном пласте также нарушается его целостность, но уже от растягивающих напряжений.

Таким образом, при пониженных прочностных характеристиках близлежащих породных слоев с ростом глубины расположения пластовой выработки наблюдается существенное изменение поля горизонтальных напряжений не только в количественном, но и в качественном плане.

Прослежено также влияние повышенных деформационных характеристик близлежащих породных слоев ($E_1^{K,П} = 1 \cdot 10^4$ МПа) при тех же пониженных их прочностных свойствах ($\sigma_{сжi}^{K,П} = 5$ МПа) на тенденции изменения поля σ_x с ростом глубины разработки (рис. 2).

Сравнивая данные эпюры σ_x с предыдущим вариантом ($E_1^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа) можно отметить, что с ростом H они становятся все более похожими друг на друга как в качественном, так и количественном отношениях. Очевидно, это объясняется тем, что в предельном и, особенно, в запредельном состояниях деформационные свойства породных слоев многократно превышают таковые в допредельном состоянии и влияние $E_i^{K,П}$ становится несущественным.

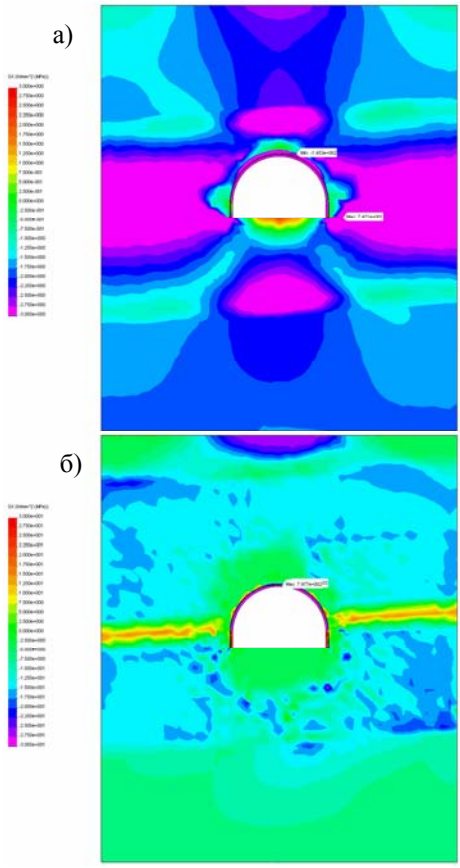


Рис. 3. Эпюры распределения горизонтальных напряжений σ_x при пониженных прочностных характеристиках всех близлежащих породных слоев и варианту $E_1^{K,П} = 1 \cdot 10^4$ МПа, $E_2^K = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа распределения их деформационных свойств: а – Н = 200 м; б – Н = 600 м

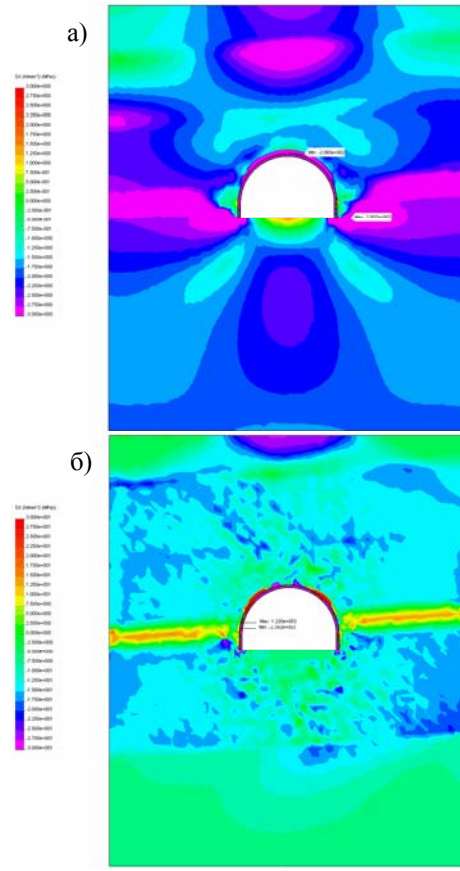


Рис. 4. Эпюры распределения горизонтальных напряжений σ_x при пониженных прочностных характеристиках всех близлежащих породных слоев и варианту $E_1^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа, $E_2^K = 1 \cdot 10^4$ МПа распределения их деформационных свойств: а – Н = 200 м; б – Н = 600 м

Только на малой глубине ($H = 200$ м) имеются некоторые отличия (см. рис. 2, а и рис. 1, а) в части более обширных зон разгрузки в приконтурной области и повышенных σ_x на отдаленных участках массива, что обусловлено повышенной жесткостью породных слоев.

Промежуточные варианты $E_1^{K,П} = 1 \cdot 10^4$ МПа, $E_2^K = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа (рис. 3) и $E_1^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа, $E_2^K = 1 \cdot 10^4$ МПа (рис. 4) распределения деформационных характеристик близлежащих породных слоев окончательно подтверждают отмеченные выше закономерности изменения поля σ_x с ростом глубины разработки.

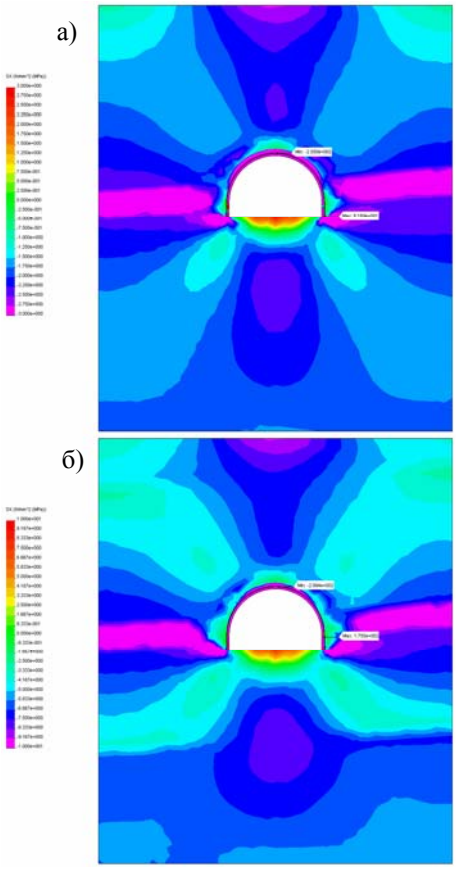


Рис. 5. Эпюры распределения горизонтальных напряжений σ_x при повышенных прочностных и пониженных деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – Н = 200 м; б – Н = 600 м

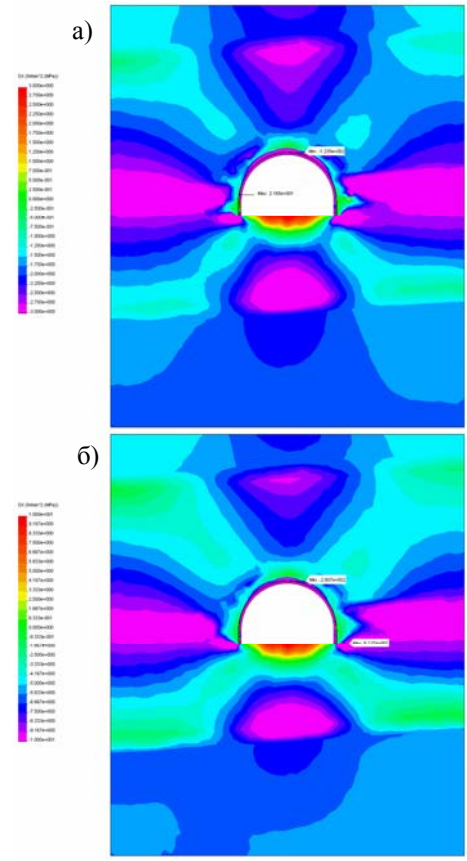


Рис. 6. Эпюры распределения горизонтальных напряжений σ_x при повышенных прочностных и деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – Н=200 м; б – Н = 600 м

Повышенные прочностные характеристики ($\sigma_{сжі}^{К,П} = 20$ МПа) всех близлежащих породных слоев существенным коренным образом преобразуют тенденцию изменения поля компоненты σ_x при увеличении глубины расположения выработки. Это обусловлено тем, что основной объем углевмещающей толщи находится еще в допредельном состоянии за исключением локальных областей в основном в приконтурных породах. Как при пониженных (рис. 5), так и при повышенных (рис. 6) деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев наблюдается довольно стабильная качественная картина поля напряжений σ_x, мало связанная с величиной *H*. В количественном отношении компонента σ_x монотонно возрастает с увеличением *H* по зависимости, близкой к линейной. Это обусловлено линейными соотношениями между напряжениями и деформациями в допредельном состоянии элементарного породного объема. Чередование пониженных и повышенных деформационных характеристик в близлежащих породных слоях не вносят сколь-нибудь значимых изменений в тенденции связи поля σ_x и глубины расположения выработки.

Выводы

1. Различные сочетания распределения прочностных и деформационных характеристик по каждому из близлежащих породных слоев обуславливают разную степень их влияния на изменение поля напряжений с ростом глубины расположения выработки. Определяющим фактором является вид состояния близлежащих породных слоев при конкретной величине параметра *H*: допредельное, предельное, запредельное.

2. При повышенных прочностных характеристиках близлежащих породных слоев их частично допредельное состояние предопределяет связь напряжений и перемещений с параметром *H*, близкую к линейной; колебания деформационных свойств породных слоев в интервале $E_i^{К,П} = (0{,}3...1)\cdot 10^4$ МПа изменяют напряжения до 55%.

3. При пониженных прочностных характеристиках близлежащих породных слоев зависимость НДС массива от параметра *H* становится нелинейной с наступлением предельного состояния хотя-бы одного из слоев, а в запредельном состоянии интенсивность роста напряжений уменьшается. При этом деформационные характеристики слоев несущественно влияют на поле напряжений.

4. Выявлена достаточная независимость поля напряжений породного слоя от вида состояния соседних слоев:

– во-первых, слои пониженной прочности с ростом *H* переходят в предельное (запредельное) состояние практически независимо от прочностных характеристик соседних более крепких породных слоев;

– во-вторых, поле напряжений в породных слоях с более высокими прочностными характеристиками в малой степени зависит от перехода соседнего слоя в предельное состояние;

– в-третьих, поле напряжений в угольном пласте, втором слое почвы и третьем слое кровли достаточно стабильно по отношению к виду состояния какого-либо близлежащего породного слоя.

Список литературы

1. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механические процессы в породных массивах. – М.: Недра, 1986. – 415 с.

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

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

4. Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающих пластовую выработку слабых пород / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев // Матер. II Междун. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – Д.: Арт-Пресс, 2008. – С. 77-83.

5. Моделирование предельного и запредельного состояния слоистого породного массива вокруг пластовой выработки / В.И. Бондаренко, И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович, В.В. Фомичев //Матер. междун. конф. «Форум гірників-2007». – Д.: РИК НГУ, 2007. – С. 56-62.

УДК 622.814

© В.И. Голинько, Я.Я. Лебедев,
Е.А. Новикова

АНАЛИЗ ПРОЦЕССА ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЯ ПРИ ДОБЫЧЕ И ТРАНСПОРТИРОВКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Наведено результати досліджень процесу пилоутворення та дисперсного складу пилу при видобутку та транспортуванні корисних копалин у гірничих виробках шахт.

Приведены результаты исследований процесса пылеобразования и дисперсного состава пыли при добыче и транспортировке полезных ископаемых в горных выработках шахт.

The results of researches of process of formation of dust and dispersion composition of dust during extraction and transporting of minerals in the mine workings are presented.

Источниками образования аэрозолей в горных выработках шахт и рудников являются процессы, связанные с добычей и транспортировкой полезного ископаемого.

Наибольшее пылеобразование происходит в очистных забоях при выемке угля комбайнами, при работе которых до 50% угля превращается в пыль. Запыленность воздуха при отсутствии средств борьбы с пылью в зависимости от естественной влажности угля составляет 50-750 мг/м^3. В отдельных случаях она достигает 2000-2500 мг/м^3 и более [1].

Выработки, оборудованные конвейерным транспортом, особо опасны в отношении возникновения и распространения по ним взрывов угольной пыли. Об этом свидетельствует самая крупная авария в Донбассе по катастрофическим последствиям, которая произошла на шахте им. Баракова (г. Краснодон) [2].

Один из основных факторов, обусловливающих пылевзрывоопасность горных выработках является пылеотложение. Особенно высокое пылеотложение наблюдается в конвейерных выработках [3]. Это связано с тем, что конвейерные выработки, в связи с загромождением их конвейером, имеют большую площадь соприкосновения с пылью при ее распространении с воздушным потоком по длине выработки, а, следовательно и процессы адгезии в конвейерной выработке происходят более интенсивно. Кроме того, отложение угольной пыли по длине конвейерной линии происходит по всей поверхности выработки за счет осаждения пыли из проходящего воздуха, под роликами холостой ветви, на роликоопорах, на предохранительных полках, а также на почве выработки за счет просыпания транспортируемого угля. Полное пылеотложение в конвейерных выработках, оборудованных скребковыми

конвейерами, достигает 1500, ленточными – 8000 г/(м^3·сут) и более [1]. Потери угля по длине конвейерных выработок зависят от состояния конвейерных линий, нарушений режима эксплуатации конвейерных установок, качества стыковки секций скребковых конвейеров и достигают в отдельных случаях 3% от общего количества транспортируемого угля.

Известно также, что в горные выработки угольной шахты поступает 40% метана за счет газовыделений из отбитого угля, транспортируемого от очистного забоя до поверхности. В связи с этим, в реальных условиях в рудничной атмосфере горных выработок угольных шахт, как правило, образуются тройные смеси (угольная пыль + метан + воздух) с тем или иным соотношением горючих компонентов. Главной особенностью тройных смесей является то, что взятые в отдельности невзрывчатые концентрации метана и угольной пыли в смеси с воздухом приобретают взрывчатые свойства. Присутствие метана даже в небольших количествах заметно снижает нижний предел взрываемости угольной пыли [4].

В связи с вышеуказанным, исследование распределения аэрозолей при их образовании в горных выработках угольных шахт весьма актуально.

Образование, распространение и отложение пыли взаимосвязаны, обуславливаются горнотехническими и горногеологическими условиями при ведении горных работ. В связи с этим возникает необходимость в прогнозировании пылеотложения во время эксплуатации объекта (выработки с конвейером). Такое прогнозирование может быть осуществлено на основании закономерностей изменения распределения или параметров функции в процессе распространения пыли.

Весьма существенное значение при оценке взрывчатости и других свойств пыли имеет ее дисперсный состав. Под дисперсным составом пыли понимают количественное соотношение частиц различных размеров. Все промышленные пыли полидисперсны. Поэтому для практических целей важно знать распределение частиц по размерам в пылевом потоке. Обычно такое распределение для каждого конкретного случая устанавливается экспериментально одним из известных методов дисперсионного анализа [5] и выражается кривыми распределения или табличными данными.

Дисперсный состав пыли является наиболее изменчивым и трудно предсказуемым фактором. В практике дисперсионного анализа пыли и порошкообразных материалов дисперсный состав принято характеризовать функцией распределения $P(\delta)$ массы материала по диаметрам частиц или соответствующей плотностью распределения $f(\delta)$. Иногда используют функцию и плотность распределения числа частиц по размерам $P_n(\delta)$ и $f_n(\delta)$ и другие характеристики. Графически функции распределения изображаются в виде кривых распределения.

Отложение пыли по длине выработки может быть определено по измерению ее концентрации в воздухе. Правильно определить содержание и обосновать место отложения наиболее взрывоопасной фракции аэрозоля можно только при известной функции распределения пыли и знании закономерностей изменения распределения или параметров функции в процессе распространения рудничных аэрозолей. Среди специалистов в области пылеподавления и контроля запыленности рудничной атмо-

сферы нет единого мнения в вопросе о виде функций распределения рудничных аэрозолей. Ряд исследователей [6, 7, 8] придерживаются мнения что пыль образующаяся в результате механического разрушения горных пород удовлетворительно характеризуется логарифмически нормальным законом распределения, функция которого имеет вид [9]

$$P(\delta)=\frac{1}{\sqrt{2\pi}\,lg\,\sigma}\int_{-\infty}^{lg\,\delta} exp\left[-\frac{(lg\,\delta-lg\,\delta_{50})^2}{2lg^2\,\sigma}\right]d\,lg\,\delta\,, \qquad (1)$$

где δ_{50} – масс-медианный диаметр;

$lg\,\delta$ – среднеквадратическое отклонение логарифмов диаметров от их среднего значения.

Часто для вычисления искомой функции вводят новый аргумент y, который называют нормированной нормально распределенной величиной.

$$y=\frac{lg\,\delta-lg\,\delta_{50}}{lg\,\sigma}. \qquad (2)$$

После замены аргумента функция имеет вид

$$P(\delta)=F(y)=F\left(\frac{lg\,\delta-lg\,\delta_{50}}{lg\,\sigma}\right)=\frac{1}{\sqrt{2\pi}}\int_{-\infty}^{y} exp\left(-\frac{y^2}{2}\right)dy\,. \qquad (3)$$

Для построения графика функции распределения используют логарифмически вероятностную координатную сетку. В этой сетке график имеет вид прямой, по углу наклона которой определяют значение σ, а по величине δ, в точке пересечения графика с $P(\delta)=0{,}5$ – значение δ_{50}.

Анализ многочисленных данных экспериментальных исследований дисперсного состава аэрозолей как угольных, так и рудных шахт показывает, что практически ни один график распределения, построенный в логарифмически вероятностной координатной сетке, не имеет вида прямой, что свидетельствует о неприменимости логарифмически нормального закона распределения для описания рудничных аэрозолей. Причина этого заключается в том, что указанный закон распределения теоретически доказан Колмогоровым для материалов подвергавшихся измельчению в течении достаточно длительного времени, что не соответствует механизму образования рудничных аэрозолей. С другой стороны, указанное распределение приемлемо для описания ненарушенного состава пыли. Если же состав нарушен аэродинамическими процессами, связанными с витанием пыли в воздухе, то, как считает Коузов, имеет место односторонне усеченное логарифмически нормальное распределение или распределение, отвечающее формуле Ромашова [9].

Функция, отвечающая распределению по исправленной формуле Ромашова, имеет вид

$$P(\delta) = 2 \cdot \Phi(y) - \frac{2}{3} \cdot y\left(y^2 + 3\right) f(y), \tag{4}$$

где $y = \sqrt{2aB}\delta$;

$$\Phi(y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^y e^{-\frac{y^2}{2}} dy;$$

$$f(y) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} exp\left(-\frac{y^2}{2}\right);$$

$$B = \frac{1}{18} \frac{\gamma\ g}{\mu};$$

a – постоянная величина, зависящая от времени образования пыли;

γ – плотность частиц пыли;

μ – динамическая вязкость воздуха.

Несмотря на кажущуюся сложность зависимости (4), она обладает существенными преимуществами перед логарифмически нормальным законом, так как при известной плотности частиц аэрозоля параметр *y* определяется только величиной *a*, что позволяет достаточно просто восстановить закон распределения по результатам наблюдений. Кроме того, функция распределения числа частиц по диаметрам имеет простой вид

$$P_h(\delta) = 1 - exp\left(-aB\delta^2\right). \tag{5}$$

Это позволяет достаточно просто установить параметры распределения по результатам электронно-микроскопических исследований и при применении счетчиков частиц.

Для построения графиков распределения рекомендуется использовать координатную сетку по оси ординат которой откладывают значение y, а проставляют соответствующие ему значения $P(\delta)$, а по оси абсцисс – значение δ. Построенные в такой координатной сетке кривые распределения изображаются прямой, проходящей через начало координат с угловым коэффициентом $tg\alpha = \sqrt{2aB}$. На рис. 1 построены кривые распределения для пыли угольных шахт с максимально и минимально возможным содержанием тонкой пыли (70% и 5% соответственно для частиц

с $\delta \prec 10$ мкм) и наиболее вероятным содержанием (35%). Сопоставление данного распределения с распределением, характерным для пыли, встречающейся при добыче и переработке угля [10] построенным в двойной логарифмической координатной сетке (рис. 2) показывает, что распределение Ромашова противоречит опытным данным, особенно в области малых размеров частиц. Причина того, как было установлено при анализе вывода формулы Ромашова, в допущенной в начале вывода ошибке, заключающейся в том, что он не учел начального распределения частиц по скорости витания.

Среди эмпирических формул распределения наиболее признанным и широко применяемым является распределение Розина-Раммлера [9], в соответствии с которым

$$P(\delta) = 1 - exp\left(-b\delta^a\right), \tag{6}$$

$$f(\delta) = ba\delta^{a-1}\, exp\left(-b\delta^a\right), \tag{7}$$

где a и b – постоянные величины, определяемые по опытным данным.

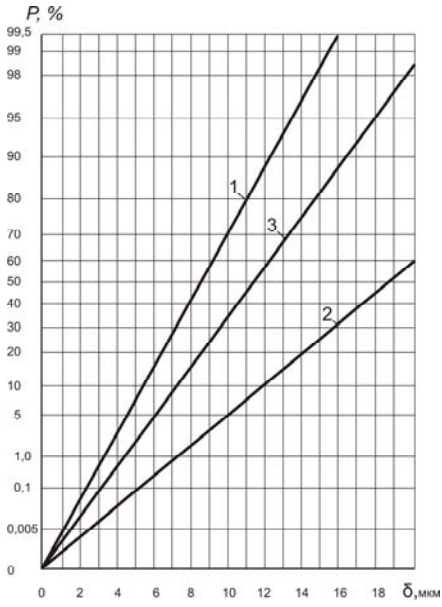


Рис. 1. Распределение массы частиц пыли по исправленной формуле Ромашова: 1 – содержание частиц с δ =10 мкм – 70%; 2 – содержание частиц с δ =10 мкм – 5%; 3 – наиболее вероятное содержание частиц δ =10 мкм

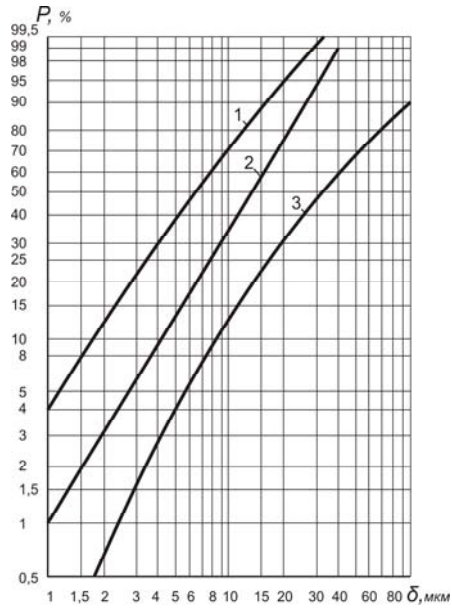


Рис. 2. Дисперсный состав пыли угольных шахт по данным МакНИИ: 1, 3 – кривые, ограничивающие область распределения; 2 – наиболее часто встречающееся распределение

Величины коэффициентов могут изменяться в значительных пределах в зависимости от способа измельчения и применяемого оборудования. Распределение является двухпараметрическим, что усложняет процесс установления функции распределения при применении счетчиков частиц.

Рассмотренные ранее теоретические и эмпирические формулы распределения получены в основном для продуктов измельчения. При выводе формул рассматривалось обычно измельчение продуктов в течении длительного промежутка времени, а данные ситовых анализов по результатам которых получены эмпирические формулы, относятся прежде всего к продуктам измельчения.

Процесс образования рудничной пыли существенно отличается от процесса измельчения и является, по сути дела, только его начальной фазой. Рассмотрим процесс образования рудничных аэрозолей считая, что основными процессами, обуславливающими образование мелкодисперсных частиц пыли при добыче полезных ископаемых, являются процессы трения режущего инструмента о поверхность массива и, в основном, взаимное трение кусков ископаемого друг о друга при разрушении массива и их падении, а также при транспортировке.

Очевидно, что дисперсный состав пыли, прежде всего, зависит от вышеуказанных процессов образования мелких фракций в продуктах разрушения массива, так как в момент образования, частицы пыли не являются агрегатированными и не связаны с поверхностью массива и, вероятность их выноса воздушным потоком с зоны образования не зависят от дисперсного состава частичек. Интенсивность пылевыделения, напротив, зависит как от интенсивности процессов диспергирования, так и от условий выноса образовавшейся пыли потоком воздуха. Процессы, связанные с выносом пыли потоком воздуха теоретически описаны и экспериментально проверены [11]. В отличие от этого, процессы образования частичек пыли практически не изучены.

Рассмотрим взаимодействие двух трущихся поверхностей кусков разрушенного массива, то есть процесса который является определяющим при пылеобразовании. При разрушении массива, падении кусков и т. п., происходит обязательное смещение и трение кусков разрушенного массива, вызванное силами давления режущего инструмента, гравитационными силами и силами инерции. При трении двух шероховатых поверхностей процесс образования пыли зависит, прежде всего, от степени шероховатости поверхностей, сил взаимодействия и прочностных свойств трущихся материалов.

В общем случае процесс элементарного взаимодействия двух выступов шероховатости при трении поверхностей (рис. 3) может окончиться разрушением одного из выступов или проскальзыванием трущихся поверхностей без разрушения. Результат взаимодействия зависит при этом от множества факторов (относительной скорости, массы кусков, силы внешнего давления, формы выступов, вида материалов и т.д.) и носит вероятностный характер.

В общем случае разрушение выступов шероховатости осуществляется по плоскостям каких-либо нарушений в выступах 1 и 2 (границах зерен, кристаллов и т.п.) под воздействием силы среза $F_{ср}$. Расположения зон нарушения также носит веро-

ятностный характер. Таким образом, в процессе взаимодействия может произойти скалывание любого из двух выступов шероховатости и образование частицы. Вероятность того, что в результате взаимодействия произойдет разрушение первого выступа шероховатости, в общем случае пропорциональна моменту силы F_{cp} равному $M_I = F_{cp}h$ (где h – расстояние от точки взаимодействия до плоскости среза) и обратнопропорциональна площади среза $S_{cp.1}$,

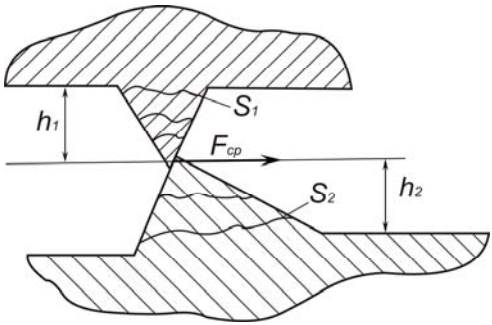


Рис. 3. Схема элементарного взаимодействия шероховатых поверхностей

Приняв, что для выступа конусообразной формы площадь среза пропорциональна квадрату расстояния h, запишем вероятность разрушения первого выступа шероховатости и образования частицы высотой h как

$$P_1(h) = K_1^I \frac{M_1}{S_1} = \frac{K_1}{h}, \tag{8}$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий свойства материала и силы взаимодействия.

Аналогично вероятность

$$P_2(h) = \frac{K_2}{h}. \tag{9}$$

Вероятность того, что в результате взаимодействия размер образующихся частиц равен h

$$P(h) = P_1(h) \cdot P_2(h) = \frac{K_1 \cdot K_2}{h^2} = \frac{K_3}{h^2}. \tag{10}$$

Шероховатость трущихся поверхностей зависит от множества факторов и, прежде всего, от вида разрушаемого материала. Разрушение массива и образование крупных трущихся кусков происходят главным образом по имеющимся различным нарушениям в массиве, границам зерен и кристаллов, посторонним включениям и

т.п. В любом случае процесс образования поверхностей носит случайный вероятностный характер, а шероховатость в таком случае подчиняется нормальному закону распределения случайных величин (рис. 4)

$$f_h(h) = \frac{1}{\sigma_h \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{h^2}{2\sigma_h^2}}, \qquad (11)$$

где σ_h – среднеквадратическое отклонение размеров выступов и впадин относительно поверхности.

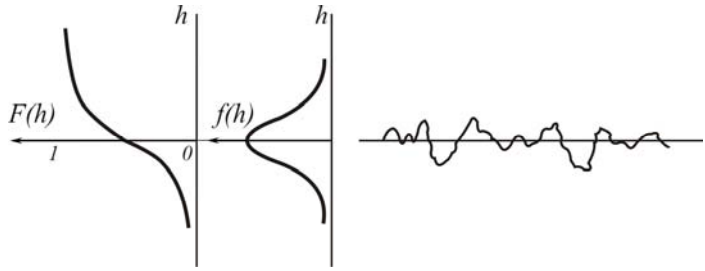


Рис. 4. Распределение бугорков шероховатости на трущихся поверхностях

При разрушении выступов шероховатости и образований аэрозоля величина h в общем случае является пропорциональной эквивалентному диаметру частиц δ. С учетом этого, принимая во внимание вероятность образования частиц при взаимодействии шероховатых поверхностей (10) распределение числа частиц пыли образовавшихся при трении

$$\varphi_h(\delta) = f_h(h) \cdot P(h) = \frac{K_3}{\sigma_h \delta^2 \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{\delta^2}{2\sigma_h^2}}. \qquad (12)$$

С учетом зависимости массы сферической частицы от ее размера

$$m = \frac{1}{6}\pi\delta^3\gamma,$$

распределение массы пыли от размера

$$\varphi(\delta) = \frac{K_3\sqrt{\pi}\ \ \delta\gamma}{6\sqrt{2}\cdot\sigma_h} e^{-\frac{\delta^2}{2\sigma_h^2}}. \qquad (13)$$

Функция распределения по размерам в таком случае

$$P(\delta)=\frac{\int_0^{\delta}\varphi(\delta)d\delta}{\int_0^{\infty}\varphi(\delta)d\delta}. \qquad (14)$$

После интегрирования получим

$$P(\delta)=1-e^{-\frac{\delta^2}{2\sigma_h^2}}. \qquad (15)$$

Обозначив

$$\frac{1}{2\sigma_h^2}=b$$

окончательно получим

$$P(\delta)=1-exp\left(-b\delta^2\right), \qquad (16)$$

$$f(\delta)=2b\delta\,exp\left(-b\delta^2\right). \qquad (17)$$

Сопоставление полученных выражений с существующими эмпирическими и теоретическими функциями распределения показывает, что они совпадают с распределением Розина-Раммлера (6, 7*)* при значении показателя степени $a=2$. Полученное уравнение описывает прямую в двойной логарифмической координатной сетке, по оси ординат которой откладывается величина $lg\left(lg\frac{1}{1-P}\right)$ и проставляется значение P, а по оси абсцисс – значение $lg\,\delta$, а проставляется значение δ. Функция распределения описывает в этой сетке семейство прямых

$$lg\left(lg\frac{1}{1-P}\right)=2lg\,\delta+C_1 \qquad (18)$$

с tg угла наклона равным 2 и смещением

$$C_1=lg(lg\,e)+2lg\sqrt{b}\,. \qquad (19)$$

Выводы

На основании выполненных исследований установлено, что:

– дисперсный состав пыли является наиболее изменчивым и трудно предсказуемым фактором, оказывающим решающее влияние на изменение концентрации пыли по высоте горной выработки;

– логарифмически нормальное распределение, распределение по исправленной формуле Ромашова и другие теоретические законы распределения получены для условий не соответствующих механизму образования рудничных аэрозолей и являются неприемлемыми для их описания.

Теоретический анализ процессов образования аэрозолей при разрушении горных пород, выполненный с учетом вероятностного характера разрушения и шероховатости трущихся поверхностей, позволил получить математическое описание функций распределения. Сопоставление полученных выражений с существующими эмпирическими функциями показывает, что они совпадают с распределением Розина-Раммлера при значении показателей степени равным двум.

Список литературы

1. Нецепляев В.И., Петрухин П.М., Кравець В.М. Гидрозащита от взрывов угольной пыли в шахтах. – К.: Техніка, 1980. – 131 с.

2. Телятников С.А., Шевцов Н.Р. Автоматическая взрывозащита конвейерных выработок при авариях, связанных с воспламенениями метана и угольной пыли. Сборник научных трудов. – Донецк: «Норд-Пресс», 2005. – С. 90-91.

3. Борьба со взрывами угольной пыли в шахтах / М.И. Нецепляев, А.И. Любимова, П.М. Петрухин и др. – М.: Недра, 1992. – 298 с.

4. Предупреждение взрывов пылеметановоздушных смесей / В.И. Мамаев, Ж.А. Ибраев, В.А. Лигай и др. – М.: Недра, 1990. – 159 с.

5. Борьба с угольной и породной пылью в шахтах / Б.Д. Бекирбаев, Г.С. Гродель, П.М. Петрухин и др. – М.: Госгортехиздат, 1959. – 198 с.

6. Смачивание пыли и контроль запыленности в шахтах / В.В. Кудряшов, Л.Л. Воронина, М.К. Шуринова и др. – М.: Наука, 1979. – 200 с.

7. Кудряшов В.В., Химченко В.Ф. Свойства рудничной пыли и радиоизотопный метод определения запыленности воздуха // Колыма, 1969. – №6. – С. 31-33.

8. Онтин Е.И., Кустов И.И. Исследование дисперсного состава пыли угольных шахт // Совершенствование вентиляции и способов борьбы с пылью и газом в угольных шахтах. Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. – Вып. 171. – М.: 1978. – С. 53-61.

9. Коузов П.А. Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов. – Л.: Химия. – 1974. – 280 с.

10. Борьба с пылью в очистных забоях / Г.С. Гродель, Ю.Н. Губский и др. – К.: Техніки, 1983. – 71 с.

11. Дьяков В.В. Обеспыливающее проветривание шахт // Проблемы современной рудничной аэрологии. – М.: Наука, 1974. – С. 179-186.

УДК 622.673.1:621.778.27

© К.С. Заболотний, О.Л. Жупієв,
О.В. Панченко

ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ БАРАБАНІВ БОБІННИХ ПІДІЙМАЛЬНИХ МАШИН З ГУМОТРОСОВИМ КАНАТОМ

Наведено результати комп'ютерного моделювання напружено-деформованого стану барабанів бобінних підіймальних машин з гумотросовим канатом, що використовуються в комплексі технологічного обладнання для багатомасштабного відбору проб сапропелю.

Приведены результаты компьютерного моделирования напряженно-деформированного состояния барабанов бобинных подъемных машин с резинотросовым канатом, используемых в комплексе технологического оборудования для крупномасштабного отбора проб сапропеля.

Results of computer modelling of stress-strain state of drums of bobbin hoisting machine with rubber-rope cable are presented which are used in complex of technological equipment for large-scale selection of sapropel samples.

У свій час науковцями НВТОВ «Океанмаш» виконано попередній варіант проекту великомасштабного відбирання проб сапропелю із дна Чорного моря для подальшого використання цієї речовини у виробництві. До складу комплексу технологічного обладнання входить бобінна підіймальна машина з багатошаровим намотуванням канату. За рекомендаціями «Океанмашу» технічні характеристики підйомника мають бути такими: початковий діаметр бобіни – 3 м, ширина тягового органа – 1 м, розривне зусилля – 2,5 МН, необхідна довжина тягового органа – 2700 м.

На сьогодні актуальною технічною проблемою сучасного гірничого машинобудування вважається створення підіймальних машин, що характеризуються зменшеними габаритами і поєднують високу надійність із зниженою металомісткістю.

У зв’язку з цим було поставлено завдання дослідити напружено-деформований стан підкріплення лобовин бобінних підйомників. Необхідні для такого дослідження дані зведено в табл. 1.

На рис. 1 зображено криву зміни натягу в тяговому органі $F(\chi,\aleph)$ залежно від загальної кількості шарів i в пакеті гумотросового канату (ГТК) під час підводного видобутку корисних копалин. Форма кривої показує, що для натягу в канаті характерна стрибкоподібна зміна величини, що відповідає моменту відриву ґрунтозабірного пристрою від морського дна.

Графік зміни навантажень у тілі намотки зображено на рис. 2. Стрибкоподібна

зміна натягу τ й тиску θ каната (рис. 1) пояснюється впливом силових факторів, що діють у бобіні (рис. 2).

Таблиця 1

ДАНІ ДЛЯ ВИБОРУ РАЦІОНАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ БОБІННОГО ПІДЙОМНИКА

Параметри	Позначення	Значення
Щільність морської води, кг/м³	ρ	1200
Глибина підйому, м	H	2150
Тип тягового органа	Гумотросовий канат	РТЛ-6000
Максимальна швидкість підйому, м/с	V_{max}	2,5
Запас міцності	m	6
Розрахункове навантаження, кН	$q_{черп}$	1800
Допустимий питомий тиск, МПа	$[q_0]$	2,002

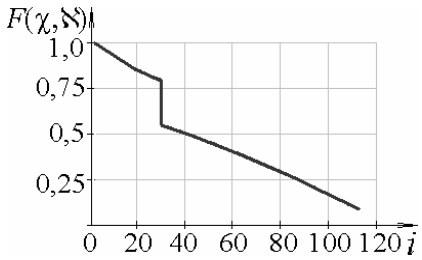


Рис. 1. Графік зміни натягу в тяговому органі

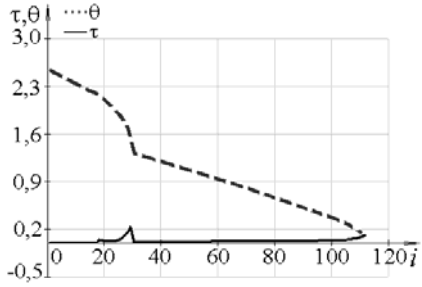


Рис. 2. Графік зміни навантажень у тілі намотки

Таблиця 2

ПАРАМЕТРИ БОБІННОГО ПІДЙОМНИКА ДЛЯ ПІДВОДНОГО ВИДОБУТКУ САПРОПЕЛЮ

Параметр	Величина
Глибина ведення робіт, м	2150
Довжина тягового органа, м	2500
Тип тягового органа	РТЛ-6000
Початковий діаметр бобіни, м	2
Ширина тягового органа, м	2,1
Кінцевий діаметр бобіни, м	10

Рекомендовані параметри бобінної підіймальної установки з гумотросовим тяговим органом подаються в табл. 2.

Пластини й оболонки, що входять у конструкцію барабанів бобінних підіймальних машин з гумотросовим канатом (ГТК), підкріплені ребрами жорсткості.

На рис. 3 зображено модель півбарабана для намотування гумотросового канату, що складається з таких елементів: 1 – реборда, 2 – гальмівне поле, 3 – стопорне кільце, 4 – лобовина, 5 – накладка для з'єднання з маточиною, 6 – поле для намотування бобіни, 7 – ребро довге, 8 – косинка, 9 – ребро коротке, 10 – кільцеве ребро, 11 – розпірка.

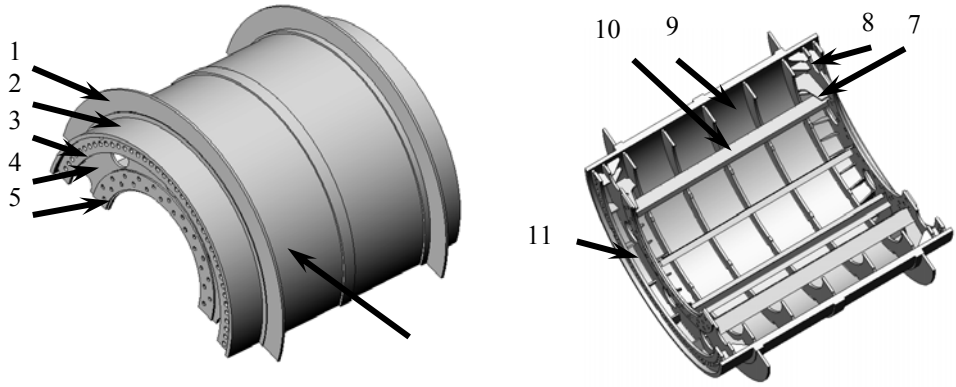


Рис. 3. Загальний вигляд і будова півбарабана бобінної підіймальної машини

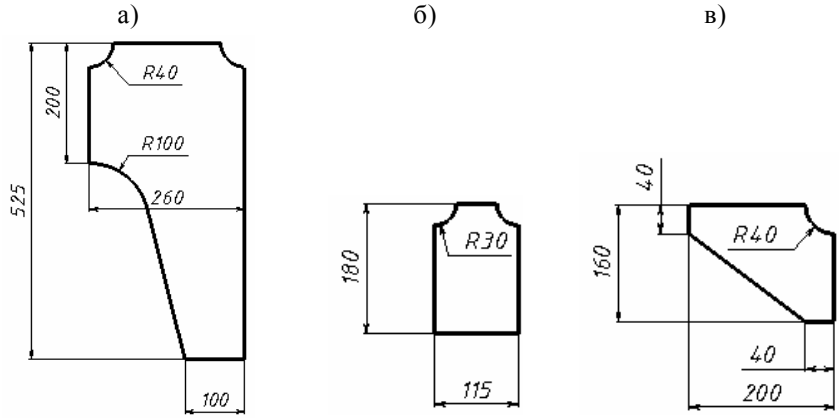


Рис. 4. Розміри підкріплювальних елементів

Розміри підкріплювальних елементів у міліметрах подаються на рис. 4: а – довге ребро, б – коротке ребро, в – косинка. Товщина ребер 20 мм, косинок – 16 мм. Кругові вирізи забезпечують можливість встановлення ребер після зварювання обичайки з лобовиною та кільцями.

Практика показує, що саме в зоні приєднання ребер і косинок до обичайки часто виникають тріщини. У процесі дослідження порівнювали три скінченно-елементні моделі косинкового підкріплення: твердотілу, оболонкову на базі поверхневої моделі й оболонкову на базі твердотілої. Встановлено, що навіть застосування скінченних елементів високої точності (параболічних) при дослідженні вигину, щоб досягти похибки нижчої 10%, вимагає детального аналізу не менше 6 шарів цих елементів. Таким чином неможливо використовувати твердотілі моделі для вивчення вигину тонкостінних підкріплених конструкцій складної форми. Але в тому випадку, коли підкріплювальні елементи зазнають впливу плоского напружено-деформованого стану, доцільно застосовувати твердотіле моделювання. У пакеті програмного забезпечення COSMOSWorks оболонкові моделі на базі твердих тіл дають похибку розрахунків 100-200%. Тому подальші дослідження провадилися з використанням твердотілих моделей. Якщо для створення оболонкової поверхневої моделі її необхідно проектувати з нуля, то твердотіла модель, призначена для розрахунку, має невеликі відмінності від такої самої моделі для креслень. По-перше, з такої моделі потрібно вилучити різні кріпильні елементи типу кронштейнів, які не впливають на величину максимального напруження, але збільшують трудомісткість розрахунку. По-друге, деталі мають бути з'єднані між собою таким чином, щоб не виникало ні інтерференції, ні зазорів. Наприклад, розглянемо модифікацію косинок і довгих ребер для розрахункової моделі. Через те, що і косинки, і ці ребра розміщені єдиним круговим масивом, доцільно виконати їх як одну деталь, але з різними конфігураціями. Оскільки товщина косинки дорівнює 16 мм, а ребра – 20 мм, то ці деталі треба доповнити металом для досягнення величини радіуса R, а в ребрі зробити виріз такого самого радіуса, що повинен бути врахований у конфігурації для косинки (рис. 5).

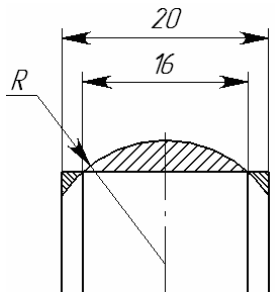


Рис. 5. Модифікація косинок і ребер

Для цієї моделі передбачено такі параметри: внутрішній діаметр обичайки – 2954 мм, діаметр маточини – 1550 мм, отворів у лобовині – 300 мм, довжина внутрішньої частини обичайки – 3260 мм, ширина поля для намотування ГТК – 1000 мм; товщина обичайки – 84,5 мм, лобовини і ребер – 20 мм, косинок – 16 мм.

Надалі досліджували дві моделі у вигляді півбарабана та однієї восьмої барабана.

Тиск тіла намотування на барабан обчислювали за такою формулою:

$$q = \frac{T \cdot k}{R \cdot B},$$

при цьому $T = 1$ МН – натяг канату;

$k = 3$ – коефіцієнт збільшення тиску порівняно з тиском при намотуванні першого витка;

$R = 1{,}5615$ м – радіус поля намотування;

$B = 1$ м – ширина канату.

Таким чином, рівномірний зовнішній тиск становить 3,84 МПа.

Для дослідження було прийнято такі граничні умови: на гранях, суміжних з маточиною, – обмеження зафіксоване, а на всіх гранях, утворених розрізом, обмеження – симетрія.

Досліджуючи одну восьму барабана, встановили, що максимальна інтенсивність напружень за критерієм Мізеса (надалі будемо вживати просто слово напруження) досягається на дуговій кромці довгого ребра (див. рис. 6).

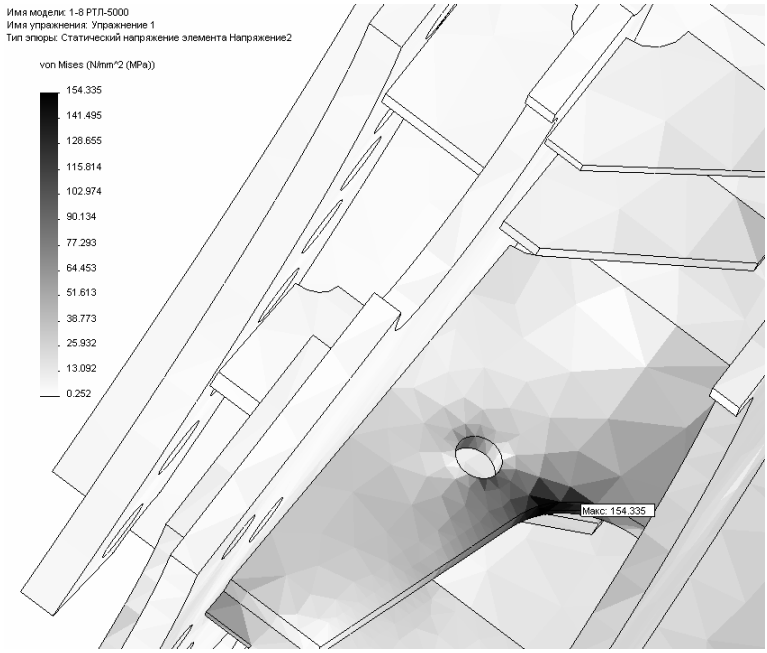


Рис. 6. Поле напружень

Аналізуючи поля результуючих переміщень вузлів скінченно-елементної сітки барабана (рис. 7), дійшли висновку, що весь вузол, який складається зі стопорного кільця, лобовини, косинок і ребер, є невиправдано жорстким, і максимальні напруження виникають тільки в з'єднувальному елементі – довгих ребрах.

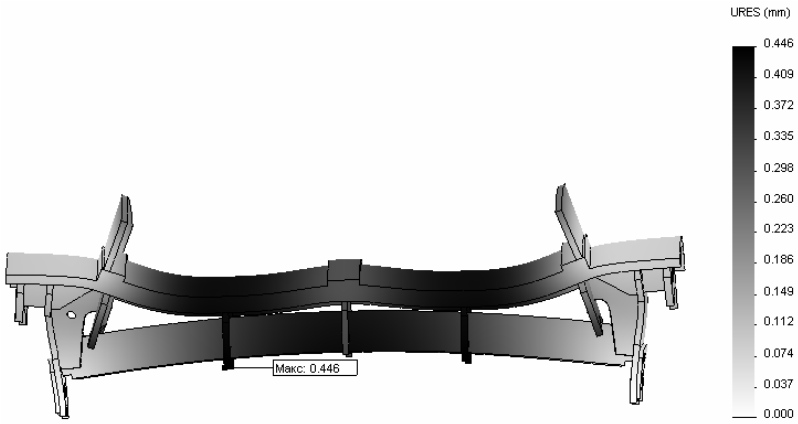


Рис. 7. Поля результуючих переміщень

Для перевірки стійкості підкріплення було досліджено модель півбарабана. Виявилося, що кільцеві підкріплювальні ребра втрачають стійкість, якщо тиск у 25 разів перевищує номінальний (див. рис. 8).

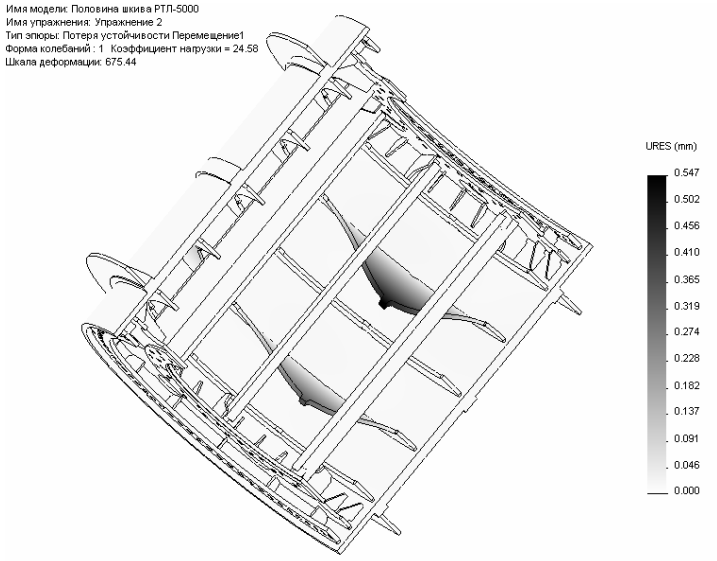


Рис. 8. Моделювання перевірки стійкості підкріпленого барабана

Оскільки значення коефіцієнта навантаження явно завищене, то було виконано розрахунок втрати стійкості непідкріпленого півбарабана (рис. 9). Було з'ясовано, що втрата стійкості з утворенням характерних вм'ятин, що чергуються, відбувається тоді, коли тиск у 8 разів перевищує номінальний.

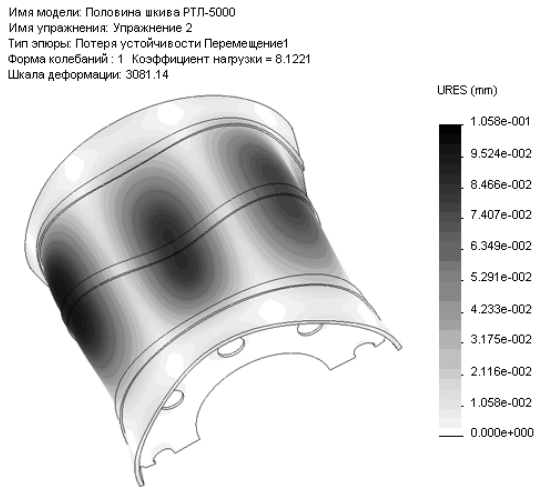


Рис. 9. Моделювання перевірки стійкості непідкріпленого барабана

Певна річ, що максимальні напруження в непідкріпленому барабані (рис. 10) значно менші (131 МПа), ніж у підкріпленому.

Рис. 10. Поля напружень у непідкріпленому барабані

Через те, що в підкріпленому барабані максимальні напруження спостерігались на дуговій кромці довгого ребра, розрахунок стосувався саме прямокутного ребра (рис. 11). Виявилося, що коли має місце концентрація напружень типу «внутрішній кут», максимальні напруження різко зростають (190 МПа).

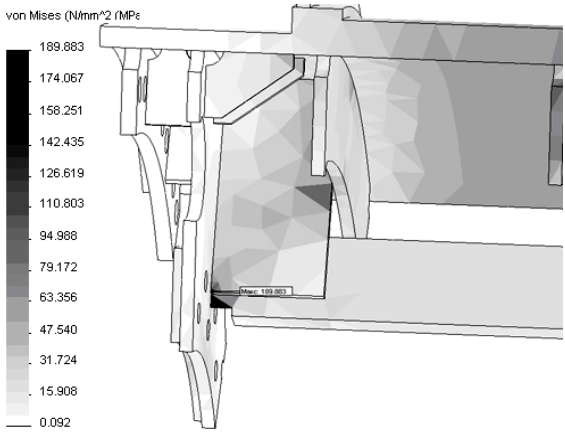


Рис. 11. Поля напружень у барабані при прямокутних ребрах

Лобовина працює на стиск і вигин. Досліджуючи моделі без ребер і косинок, установили, що в лобовині максимальні мембранні напруження (як уже зазначалось, мають на увазі інтенсивність напружень за критерієм Мізеса) на кромці отворів становлять 104 МПа, посередині спиці – 60 МПа, а згинальні напруження дорівнюють 8,7 і 5,8 МПа відповідно. Таким чином, форму підкріплень належить вибирати з урахуванням вищезазначеного співвідношення мембранних і згинальних напружень.

Наявність у лобовині ребра значно збільшує її згинальну жорсткість C і майже не змінює жорсткості лобовини на стиск.

Стосовно суцільної лобовини товщиною h, що має зовнішній радіус a і внутрішній b, з аналітичного розв'язку випливає вираз для визначення коефіцієнта згинальної жорсткості, який пов'язує величину рівномірно розподіленого по зовнішній кромці крутного моменту з кутом повороту кромки, а саме

$$C = \frac{D}{b}\left(\frac{1+k}{1-k} + \mu\right),$$

де μ – коефіцієнт Пуассона;

$D = \dfrac{E \cdot h^3}{12\left(1-\mu^2\right)}$ – згинальна жорсткість;

$k = \left(a/b\right)^2$ – безрозмірний коефіцієнт.

Аналітичний розв'язок дозволяє зробити висновок, що під дією крутного моменту, який дорівнює 1000 Н·м, кромка лобовини повернеться на 0,304º. Скінченно-елементний аналіз засобами пакету COSMOSWorks показав, що поділ елемента середньою сіткою дав результат 0,309º, а дрібною – 0,307º.

Кромка безреберної лобовини з отворами повернеться на 0,794º (рис. 12, а). Найбільші напруження сконцентровані поблизу отворів і дорівнюють 35,105 МПа (рис. 12, б).

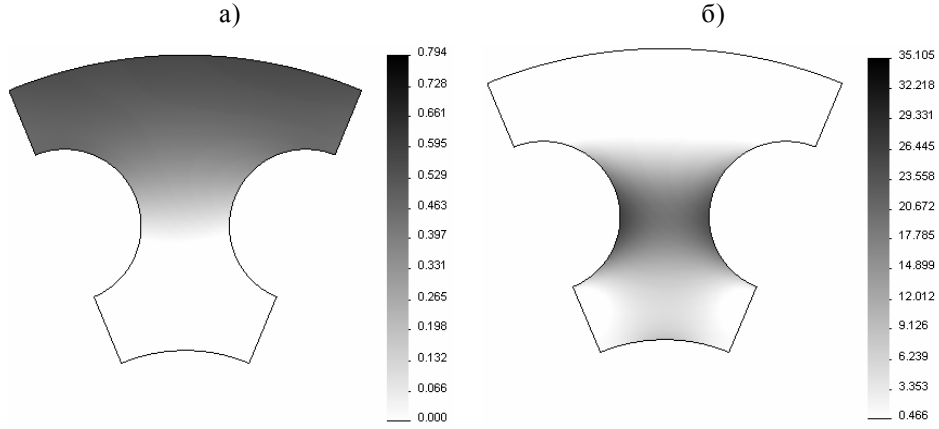


Рис. 12. Поля напружень у лобовині

Значно кращий результат дає підкріплення отвору за допомогою кільцевої накладки із листа, що має ширину й товщину 70 і 40 мм відповідно (рис. 13 а, б). При цьому кут повороту був такий самий, як у лобовині без отворів – 0,305º, а напруження в 0,45 раза меншим.

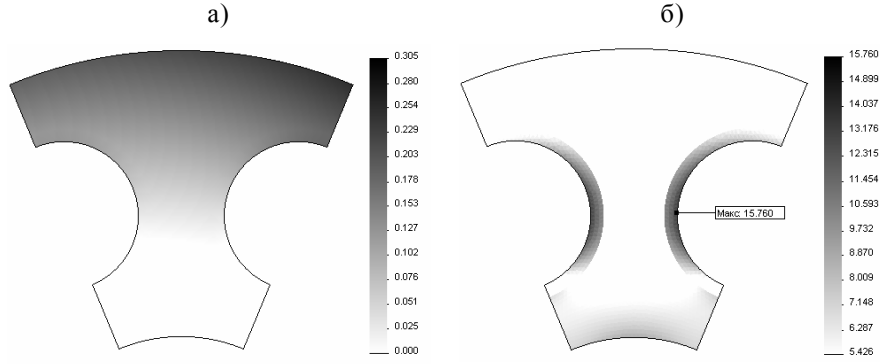


Рис. 13. Поля напружень у лобовині

Розглянемо випадок, коли підкріплення барабана відбувається тільки за допомогою косинок. Як уже було відзначено вище, у косинках традиційної форми, кромки яких перпендикулярні до поверхні оболонки, виникає концентратор напружень типу «внутрішній кут», а в ньому, відповідно до теорії пружності, напруження прямують до нескінченності.

Тоді, коли застосувати таку обробку косинок після зварювання, щоб їхні кромки стали дотичними до поверхні обичайки, рівень напружень знижується в 1,41 раза й локалізується у середині цих елементів (рис. 14).

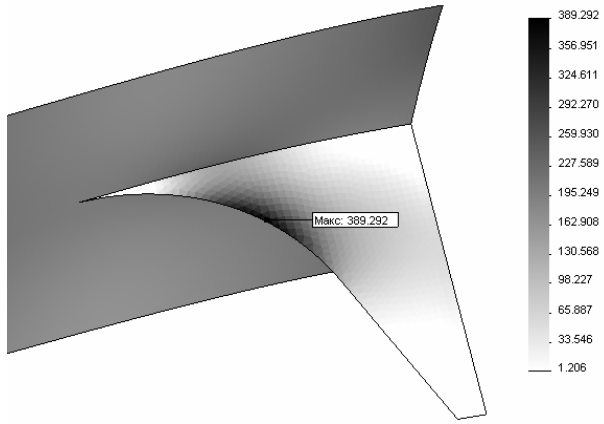


Рис.14. Поля напружень у косинках

Висновки

1. У досліджуваній конструкції барабана бобінної підіймальної машини з ГТК увесь вузол, що складається зі стопорного кільця, лобовини, косинок і ребер, є невиправдано жорстким, а максимальні напруження виникають тільки в з'єднувальному елементі – довгих ребрах.

2. У непідкріпленому барабані максимальні напруження становлять 131 МПа, у ребрах прямокутної форми – 190 МПа, а в ребрах з дуговою кромкою – 154 МПа.

3. Кільцеві підкріплювальні ребра втрачають стійкість, якщо тиск у 25 разів перевищує номінальний. Втрата стійкості непідкріпленого півбарабана відбувається, коли тиск буде у 8 разів вищим від номінального.

При зменшеній товщині лобовини рекомендується підкріплення виконувати не за допомогою ребер, а використовувати з цією метою кільцеві накладки.

УДК 831.325.3

© Н.Н. Лукаш

МЕХАНИЗМ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Проведений аналіз сучасних уявлень про механізм вибухового руйнування твердих гірських порід з ціллю удосконалення технології вибухових робіт.

Проведен анализ современных представлений о механизме взрывного разрушения твердых горных пород с целью совершенствования технологии взрывных работ.

Analysis of modern views of mechanism of blast distruction of rocks in order to improve blasting technology is shown.

Следует отметить, что приоритеты в области раскрытия механизма разрушения пород взрывом принадлежат отечественной школе горного дела. Однако, несмотря на значительные достижения в этом направлении проблема механизма разрушения горных пород в различных условиях еще далека от своего полного разрешения. Поэтому весьма актуальным является анализ выполненных исследований в области взрывного разрушения горных пород.

Вопросам изучения процесса разрушения горных пород взрывом плодотворно занимались многие ученые.

Принципиальные положения механизма взрывного разрушения горных пород принадлежат О.Е. Власову, Г.И. Покровскому, Н.В. Мельникову, А.Н. Ханукаеву. Обобщенное представление о характере взрывного разрушения принадлежит Э.И. Ефремову, М.Ф. Друкованому, В.М. Комиру.

Согласно гипотезе О.Е. Власова [1], окружающая среда в первые моменты взрыва ведет себя как идеальная жидкость, а частицы этой среды движутся под действием сил инерции, пока силы сопротивления соседних слоев не изменят характер ее движения, а разрушение в массиве наступает в тех местах, где скорость смещения массива больше некоторого критического значения.

В то же время автор подчеркивает, что поведение массива при взрыве значительно разнообразнее, а принятая им схема является расчетной.

В работах Г.И. Покровского [2] дан анализ процесса разрушения горных пород как деформируемой среды. Было принято, что породы, находящиеся в непосредственном контакте с зарядом, раздавливаются, в следующих слоях возникает силовое сжатие. Частицы породы получают движение по радиальным направлениям и смещаются вслед за фронтом волны деформаций. По мере удаления от места взрыва напряжения уменьшаются. И в результате перемещений частиц среда растягивается.

В ней появляются трещины, направленные от центра взрыва по радиусам. После прохождения волны сжатия порода возвращается назад. Появляются концентрические трещины. Дальнейшее разрушение массива возможно лишь при наличии обнаженной поверхности. Отраженная от этой поверхности волна сжатия переходит в волну растяжения. Но так как прочность горных пород на растяжение значительно меньше прочности на сжатие, то при достаточной амплитуде происходит разрушение массива.

Н.В. Мельников [3, 4], рассматривая действие взрыва в среде, полагал, что вследствие чрезвычайно быстрого превращения ВВ в зарядной камере происходит резкий подъем давления и удар на окружающую среду, вызывая в ней волны сжатия и растяжения. Вследствие давления и инерции окружающей среды создаются условия, аналогичные удару упругих шаров, сопровождающемуся обменом скоростей. В результате от одного сферического слоя к другому передается процесс разрушения, а среда приобретает поступательное движение в радиальном направлении, разлетаясь в виде конуса, основание которого направлено в сторону наименьшего сопротивления.

М.Ф. Друкованый [5, 6] считает, что давление продуктов детонации возбуждает в массиве цилиндрическое поле напряжений, распространяющееся со скоростью звука в среде. Причем, в первые моменты после взрыва давление на фронте ударной волны не вызывает разрушений. Первые трещины образуются у места взрыва, начиная, с некоторого момента и распространяются в радиальных направлениях, а волна напряжений, достигая обнаженной поверхности, отражается с переменной знака. Взаимодействуя с прямой волной, отраженная способствует формированию основной системы трещин. После оконтуривания массива основной системой трещин начинается его вспучивание под действием остаточного давления газов.

По схеме разрушения, предложенной Г.П. Демидюком [7], продукты детонации проникают в радиальные трещины, образующиеся в результате прохождения волн сжатия, и расширяют эти трещины. Смещение породы в сторону свободной поверхности происходит за счет остаточного давления продуктов детонации. Это смещение приводит к вспучиванию массива, которое сопровождается возникновением растягивающих напряжений и появлением трещин, распространяющихся от свободной поверхности к заряду.

В изучении механизма разрушения горных пород взрывом значительное место занимают работы А.Н. Ханукаева [8]. В зависимости от физико-механических свойств (акустической жесткости) и характера разрушений он предложил разделить все горные породы на три группы: породы, обладающие большой акустической жесткостью и разрушающиеся под действием волн, отраженных от свободных поверхностей массива; породы средней акустической жесткости, разрушающиеся как от действия отраженной волны, так и от действия расширяющихся газов; породы с малой акустической жесткостью, разрушения в которых обусловлены действием расширяющихся газов.

Очевидно, что механизм разрушения массива связан как с действием волн напряжений, так и с поршневым действием взрыва. Накопленные экспериментальные данные и анализ основных современных представлений о механизме взрывного разрушения позволяет считать, что основную роль в дроблении хрупких пород, с кото-

рыми преимущественно приходится иметь дело при эксплуатации рудных месторождений, играют волны напряжений, которые определяют собой как воронку выброса, так и гранулометрический состав взорванной горной массы. По теоретическим подсчетам Ф.А. Баума [9] часть энергии взрывчатых веществ, переходящая в ударную волну при разрушении скальных пород с широким диапазоном прочности, колеблется в пределах 0,4-0,6. Объем разрушения, приходящийся на долю напряжений, достигает 90%. И, несмотря на то, что до сих пор не создано единой теории взрывного разрушения, превалирующее значение волн напряжений, несомненно. Поэтому для совершенствования методов управления действием взрыва на современном этапе необходимы дальнейшие исследования волн напряжений, их распространение и поведение на границе раздела сред, а также структуры поля напряжений, возникающих при взаимодействии системы зарядов. Характером детонационного давления, свойствами среды и формой заряда определяется поле напряжений, вызываемое в среде при взрыве заряда. Характер происходящих разрушений определяется свойствами среды и пространственной структурой поля напряжений.

Современная техника взрывания позволяет управлять параметрами импульса напряжений. Так, использование воздушных промежутков и применение различных типов ВВ позволяет управлять амплитудой и длительностью импульса волны напряжений. Конструкция заряда и забойка также влияют на длительность импульса.

При короткозамедленном взрывании серии зарядов возможно управление длительностью и амплитудой волны напряжений при взаимодействии полей соседних зарядов.

Увеличение удельного расхода ВВ может также влиять на прочность магнетитовых кварцитов, что как следствие приводит к лучшему раскрытию сростков минералов и повышению содержания железа в концентрате.

Ими установлено, что при взрыве заряда ВВ вокруг него в породе, кроме системы крупных трещин, разделяющих массив, в кусках образуется дополнительная система микротрещин, ослабляющие эти куски. При этом за счет различия упругих свойств и прочности в железистых кварцитах агрегаты кварца, магнетита, силикатов и карбонатов и их конгломераты будут разделены трещинами на отдельные зерна. За счет дополнительной системы микротрещин достигается не только снижение энергоемкости дальнейшего разрушения кварцитов, но и повышение качества отделения полезных минералов от пустой породы.

В работе установлено, что при взрыве одиночного заряда основная часть поверхности микротрещин образуется при прохождении прямой волны напряжений до начала процесса дробления массива на отдельности. Плотность микротрещин пропорциональна амплитуда напряжений и с удалением от заряда уменьшается, а при значении напряжений меньше некоторого порогового, образования микротрещин не происходит, при однократном воздействии взрыва на породу существует предельная степень разупрочнения, величина которой зависит от типа ВВ и свойств пород.

Модель разрушения однородной монолитной среды разработана Э.И. Ефремовым [10], В.М. Комиром [6] и М.Ф. Друкованым [5].

Как следует из вышеизложенного, механизм разрушения взрывом во многом определяется свойствами горных пород.

Вместе с тем горные породы обычно характеризуются сложной горно-геологической слоистой текстурой. Во многих случаях свойства контактирующих пластов (слоев) настолько различаются, что их нужно рассматривать как различные среды. Наблюдения показывают, что почти в каждом выемочном блоке имеются разнопрочные пласты горных пород. С увеличением объемов одновременно отбиваемых взрывом пород возрастает вероятность наличия разнопрочных пластов. На Первомайском карьере СевГОКа, например, в пределах одного блока количество контактирующих разнопрочных пород может достигать 5-6 и более. С увеличением глубины разработки удельный вес разнопрочных пород существенно возрастает. Так, по данным геологических служб карьеров СевГОКа и ЦГОКа удельный вес контактирующих разнопрочных горных пород соответственно составляет 40 и 12%.

По данным [11] большая часть отказов скважинных зарядов имеет место при взрывании разнопрочных горных пород. Отказы наблюдаются, как правило, в зарядах скважин, расположенных в приконтурных зонах разнопрочных пластов. На этих же участках плохо прорабатывается подошва уступов. В работе рассматривался вопрос об улучшении качества взрывоподготовки горной массы в приконтактных зонах разнопрочных горных пород. Рекомендации сводились к мгновенному взрыванию скважинных зарядов, примыкающих с обеих сторон к плоскости контакта.

Как показали наблюдения, качество взрывоподготовки существенно улучшилось за счет повышения надежности взрывания. Вместе с тем, эти рекомендации следует считать временными, так как при этом не учитывались такие важные факторы, как коэффициент разнопрочности, пространственное расположение плоскости контакта и режим взрывного нагружения разнопрочных пластов.

Вопросы отражения и преломления волн на границе раздела двух сред рассмотрены в работах [11]. Согласно этим исследованиям, при взрыве колонкового заряда взрывчатого вещества поверхность, разделяющая среды, после подхода к ней фронта волны напряжений начинает смещаться вместе с частицами обеих сред. По обе стороны от границы плотность, скорость, акустическое сопротивление, температура и другие параметры оказываются различными, то есть терпят на границе разрыв. Однако давление и скорость частиц в обеих средах одинаковы. Такие разрывы называются контактными.

Картина распространения ударных волн в слоистых породах и механизм их разрушения очень сложные.

Исследованиями, проведенными в университете штата Юта Солт Лейк Сити [12], был установлен характер поведения волн напряжений на поверхности раздела двух твердых тел. При переходе волны из среды, обладающей меньшим акустическим сопротивлением, на поверхности раздела возникает отраженная волна сжатия. При прохождении волны напряжений в средах, имеющих противоположные акустические жесткости, чем в первом случае, отраженная волна является волной разрежения.

По мнению М.Ф. Друкованого [5], коэффициент полезного использования энергии импульса в значительной степени зависит от физико-механических свойств горных пород и, в частности, от коэффициента пропускания волн напряжений К.Д. Клейм-Мусатов [13] указывает, что на интенсивность затухания распространяющейся волны напряжения значительное влияние оказывает неоднородность сре-

ды и, в первую очередь, трещиноватость. Степень погашения взрывной волны средой имеет исключительно важное значение для более точного определения максимального расстояния, на котором эта волна может производить разрушения. Исследуя влияние неоднородности среды на коэффициент поглощения упругих волн, автор приходит к выводу, что этот факт оказывает существенное влияние на степень поглощения энергии волны.

Исследованию поведения ударных волн на границе раздела двух твердых тел с различными свойствами посвящен ряд работ советских и зарубежных ученых. В [14] Д.С. Рейнхард утверждает, что поверхность раздела внутри массива исключает передачу напряжений сдвига и поэтому интенсивность прошедшей волны сжатия определяется величиной нормальной компоненты волны.

Ф.А. Баум [9] установил, что энергия ударных волн в основном складывается из ее кинетической энергии и энергии, затраченной на диссипативные потери. С увеличением пористости, трещиноватости и слоистости диссипативные потери энергии при распространении ударных волн по мере удаления от источника взрыва существенно увеличиваются. Кинетическая энергия ударной волны, которая производит разрушения породы, резко уменьшается, что равносильно снижению использования энергии взрыва. Л. Ричард отмечает [15], что разрушение начинается у свободной поверхности или у поверхности раздела слоев, распространяясь в направлении зарядов.

Для оценки распределения напряжений в реальных средах предложены различные методы [8]. Однако каждый из предлагаемых методов учитывает или свойства среды или параметры начального импульса.

Как следует из обзора, наличие плоскостей контактов разнопрочных горных пород приводит к перераспределению энергии волн напряжений, что, в конечном счете, отрицательно сказывается на качестве дробления горных пород в приконтурных зонах. Характер этого перераспределения зависит в значительной мере от степени разнопрочности горных пород и пространственного ориентирования плоскостей контакта.

Сложность изучения механизма разрушения разнопрочных контактирующих горных пород заключается, прежде всего, в том, что такие дискретные среды при взрывных нагрузках не подчиняются законам механики сплошной среды. Поэтому описание закономерности их разрушения представляет сложную задачу.

В лабораторных условиях исследовано влияние физических свойств пластов в приконтактных зонах на переход энергии импульса волн напряжений из одного пласта в смежный. В результате установлено, что в зоне контакта разнопрочных пластов при переходе из одного пласта в смежный импульс волны напряжений теряет свою энергию скачкообразно. Потери энергии возрастают с увеличением разности акустической жесткости смежных пластов или материалов. Так, при переходе взрывного импульса из бетона в бетон с одинаковыми физическими свойствами потери энергии импульса волн напряжений, вследствие отраженной волны сжатия составляют всего 7%, что объясняется малой величиной энергии волны, отраженной от поверхности контакта. При переходе взрывного импульса из бетона в известняк с ориентированием его слоистости перпендикулярно контакту потери энергии переходящего импульса больше 10%, хотя по акустической жесткости эти материалы почти одинаковы. Это объясняется различными текстурными особенностями материалов. С увеличе-

нием различия физических свойств моделей, потери энергии взрывного импульса в приконтурной зоне резко возрастают.

Анализ экспериментальных данных показал, что с увеличением разнопрочности смежных пластов массива степень неравномерности распределения энергии импульса волны напряжения в приконтурной зоне увеличивается. Это следует учитывать при проектировании схем взрывания, чтобы расположенные в контактирующих разнопрочных породах заряды ВВ взрывались с меньшими, чем в однородных по прочности породах, интервалами замедлений.

При исследовании распространения плоских волн в изотропных горных породах и их взаимодействия с преградами (трещинами, плоскостями контактов пластов и т.п.) пользуются обычно приближенным аналитическим методом Г.М. Ляхова [16], сущность которого сводится к замене кривой, отражающей закономерность сжимаемости линейно-упругой среды, ломаной линией с прямоугольными звеньями. Если падающая волна распространяется в горных породах с акустической жесткостью меньшей, чем во втором пласте, то движущаяся в обратном направлении отраженная волна и проходящая будут сжимающими. Скорость звука, акустическая жесткость и плотность на границе раздела терпят разрыв, а давление и скорость частиц горных пород отраженной и проходящей волн по обе стороны границы раздела одинаковы. Давление на фронте отраженной и проходящей волн почти не зависит от угла падения, но в значительной степени определяется акустической жесткостью контактирующих пластов горных пород. Так, при взрывании скважинных зарядов ВВ в породах с большей акустической жесткостью от границы раздела отражается волна разрежения, на фронте которой происходит падение давления и возрастание скорости частиц. В связи с тем, что горные породы, которого пласта более сжимаемые, вблизи границы раздела под действием волны в первом пласте возникают растягивающие напряжения, способствующие образованию отколов. Это приводит к снижению качества дробления массива и большого количества выходу количества негабаритов.

При взрывании скважинных зарядов в породах с меньшей акустической жесткостью от границы раздела отражается и проходит во вторую среду волна сжатия, на фронте которой возрастает давление, а скорость частиц падает. Для создания условия взаимодействия проходящей волны сжатия с падающей ударной волной в породах с большей акустической жесткостью необходимо применить короткозамедленное взрывание с оптимальными интервалами замедления. Следовательно, в приконтурных зонах разнопрочных пластов в первую очередь следует взрывать скважинные заряды в породах с меньшей акустической жесткостью, а затем – с большей. Для подтверждения полученных результатов были проведены лабораторные исследования на двухслойных объемных моделях.

Коэффициент разнопрочности изменялся от 1 до 2. При взрывании зарядов со стороны менее прочных материалов величина смещения в контактирующих, более прочных, была намного выше, чем при взрывании со стороны более прочных материалов.

Объясняется это тем, что при прохождении через породы с меньшей прочностью взрывной импульс теряет высокочастотную составляющую и поступает в смежную среду с большей прочностью, практически сформированным по частоте.

Импульс, идущий от менее к более прочным породам, не создает отраженную волну, а при обратном сочетании пород большая часть энергии взрывного импульса затрачивается в момент перехода в виде отраженной волны. При этом импульс взрыва по своим частотным характеристикам не сформирован для прохождения по менее прочным породам. Перейдя в них, он существенно затухает по амплитуде за счет высокочастотной составляющей. Менее прочные породы в данном случае являются своеобразным фильтром низких частот.

Таким образом, подтвержден вывод о необходимости для достижения равномерного дробления при разрушении приконтурных зон разнопрочных пород в первую очередь взрывать заряды в менее прочных, более сжимаемых породах с меньшей акустической жесткостью. Высокое качество взорванной горной массы в приконтурных зонах разнопрочных пластов горных пород достигается при короткозамедленном взрывании с оптимальными интервалами замедления, при котором создаются условия соударения падающих волн от взрывания скважинных зарядов, расположенных по обеим сторонам плоскости контакта. Это положено в основу разработанной методики определения оптимального интервала замедления, учитывающего пространственное расположение плоскости контакта, акустические жесткости контактирующих пластов горных пород и параметры уступа.

Как следует из изложенного анализа современных представлений и результатов исследований в области взрывного разрушения горных пород подтверждена высказанная нами мысль об отсутствии единого мнения и обобщенного представления о процессе взрывного разрушения. Это вызвано значительным разнообразием свойств горных пород и условий их разрушения. Поэтому продолжают быть актуальными исследования с целью выбора эффективных параметров буровзрывных работ применительно к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям современных глубоких железорудных карьеров с учетом мирового опыта.

Список литературы

1. Власов О.Е. Основы теории действия взрыва.-М: ВИА, 1977. – 408 с.

2. Покровский Г.И. Взыв.- М: Недра, 1973. – 183 с.

3. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. – М: Наука, 1964. – 138 с.

4. Эффективные методы управления процессами взрывного дробления и выбора / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко, И.П. Сеинов и др. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1971. – №2. – 45 с.

5. Друкованый М.Ф., Гейман Л.П., Комир В.М. Новые методы и перспективы развития взрывных работ на карьерах. – М: Наука, 1966. – 203 с.

6. Друкованый М.Ф., Комир В.М., Кузнецов В.Н. Действие взрыва в горных породах. – К.: Наукова думка, 1973. – 184 с.

7. Демидюк Г.П. Современные теоретические представления о действии взрыва в среде // Буровзрывные работы в горной промышленности. – М: Госгортехиздат, 1962. – С. 223-240.

8. Ханукаев А.Н. О физической сущности процессов разрушения горных пород действием взрыва. – М: Из-во АН СССР, 1958. – С. 7-13.

9. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. – М: Физматиздат, 1960. – 762 с.

10. Ефремов Э.И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями. – К.: Наукова думка, 1971. – 168 с.

11. Радионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геодинамики. – М: Недра, 1986. – 301 с.

12. Клей Р.В. Ударные волны в твердых телах и механика горных пород. – М: Госгортехиздат, 1962. – С. 410-440.

13. Клейм-Мусатов К.Д., Поздняков Б.В. Об оценке трещиноватости горных пород параметрами сейсмических волн // Взрывное дело, 1963. – Вып. 50/10. – С. 36-42.

14. Рейхард Д.Ж. Действие волны напряжения в горных породах /Разрушение и механика горных пород. – М: Госгортехиздат, 1962. – С. 456-488.

15. Ричард Л. Разрушение горных пород взрывом. – М: Госгортехиздат, 1962. – 205 с.

16. Ляхов Г.М. Основы динамики взрывных волн в грунтах и горных породах. – М: Недра. – 125 с.

УДК 622.831.322

© В.И. Бондаренко, Н.П. Овчинников, Л.И. Чернуха

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБРАЗОВАНИЯ ГАЗОГИДРАТА МЕТАНА В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ НА УСТАНОВКЕ ОНП-1

Обґрунтовано можливість зв'язку викидів вугілля й газу з газогідратами метану. Описано принцип дії лабораторної установки, що дозволяє моделювати процес утворення газогідратів.

Обоснована возможность связи выбросов угля и газа с газогидратами метана. Описан принцип действия лабораторной установки, позволяющей моделировать процесс образования газогидратов.

Possibility of connection of coal and gas with gas-hydrates of methane is substantiated. Laboratory installation's work principle is described that allows to simulate process of gas-hydrates formation.

В предыдущей статье «Физико-химические процессы гидратообразования в метанообильных угленосных отложениях и их выбросоопасность» [1] была высказана гипотеза о возможной связи выбросов угля и газа с газогидратами метана.

Известно, что термобарические условия формирования гидратов природных газов зависят от состава газов и изменяются от 1 до 200 атмосфер и температуры от –30º до +40 ºС.

Современные глубины разработки угольных шахт уже давно преодолели рубеж 1000 м и приближаются к отметкам 1400 м. На таких глубинах при ведении горных работ напряженно-деформированное состояние массива достигает значительных величин, а с учетом образования зон повышенного горного давления вполне возможно, что создаются такие термобарические условия, которые попадают в диапазон давления (P) и температур (T), при которых образуются газогидраты.

Следует отметить, что незначительные концентрации в метане других газов, например, 5% пропана понижают давление в два раза, при котором образуются газогидраты. [2]

В Донбассе в ненарушенном массиве термобарические условия для гидратообразования, известно, имеют место только для сероводорода, для углеводородных газов, углекислого они не обнаружены. Однако при разработке угольных месторождений значения температур и давлений вокруг выработок существенно отличаются от наблюдаемых в естественных условиях. Причем – это существенно увеличивается с глубиной разработки. Как правило, за счет вентилирования выработок, диффузии

воздуха в обрушаемое пространство, поступление водных масс с поверхности в более глубокие горизонты, нагнетание воды в угольные пласты при проведении противовыбросных мероприятий, десорбции метана, адиабатического его расширения и т.п. – может происходить снижение температуры в пространстве вокруг выработок до 10-15 °С по сравнению со значениями in situ. На эти значения температур накладывается изменение температурного режима, связанное с выделением тепла за счет работы машин и механизмов в выработке. Максимальные значения температур фиксируются, как правило, в зоне окисления углей 0,5 м от забоя выработки, где повышение температур связано с физико-химическими процессами. Кроме этого кратковременные повышения значений температур фиксируются при прохождении зон максимумов опорного давления. Это связано с максимальными энергозатратами при бурении этих зон и максимальными отличиями от естественных температурных режимов.

Другой важной особенностью газонасыщенных зон является то, что в процессе выделения газа в трещиноватые зоны, происходит адиабатическое расширение газа, приводящее к понижению температур в этих зонах.

Таким образом, в какой-то отдельной зоне массива может наступить начальный процесс образования гидратов.

Процесс гидратообразования носит лавинообразный характер. Связано это с тем, что при образовании гидрата идет увеличение его объема на 26-32%. Это в свою очередь создает дополнительное давление на уровне сил Ван-дер-Ваальса. В гидрат переходит не только свободный газ и сорбированный газ, а также газ, входящий в химический состав углей. Подобная картина наблюдается в нефтяных месторождениях, находящихся в зонах гидратообразования .

При разрушении гидратов в зоне гидратообразования часто наблюдается эффект Бриджмена* – взрывоподобное их разрушение. Связано это с тем, что при сдвиговых деформациях, либо разнонаправленных знакопеременных динамических нагрузках, в условиях достижения критических давлений фазового перехода лед – вода начинается выделение газа из гидрата в свободной фазе. 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.

Таким образом, можно сделать вывод о возможной связи выбросов с взрывоподобным разрушением гидратов ввиду близости физики этих процессов – динамики и энергетических параметров.

Следовательно, при ведении подготовительных и добычных работ необходимо учитывать возможность образования гидратов из природных газов, как в углях, так и во вмещающих породах. Поэтому при нагнетании воды в пласты в процессе противовыбросных мероприятий ее температура должна быть выше температуры гидра-

* Уильямс Бриджмен – выдающийся ученый-физик, Лауреат Нобелевской премии по физике (1946) «За изобретение прибора, позволяющего создавать сверхвысокие давления, и за открытия, сделанные в связи с этим в физике высоких давлений».

тообразования. Оптимальным было бы использование для этих целей водных растворов $NaCl$ и $CaCl_2$ с концентрациями не ниже 3%.

Для изучения влияния газогидратов на возможные проявления внезапных выбросов необходимо промоделировать процессы образования гидратов в лабораторных условиях. Цель исследований состояла в установлении зависимостей между давлением, температурой и фазовым соотношением воды и газа метана, при которых идет процесс образования и разложения газогидратов, как с ингибиторами, так и без. В качестве ингибиторов могут использоваться ПАВ, растворы солей и другие вещества.

Наличие в метане даже небольших количеств этана, пропана, бутана и других природных газов смягчают условия образования газогидратов (повышают температуру и снижают давление). Незначительные концентрации этана или пропана в метане сильно понижают давление, требуемое для образования гидратов (рис. 1, 2) [2].

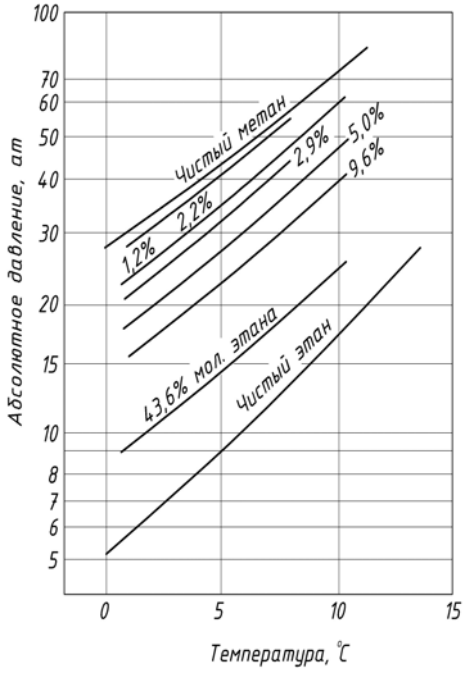


Рис. 1. Условия образования гидратов метан-этановой смеси

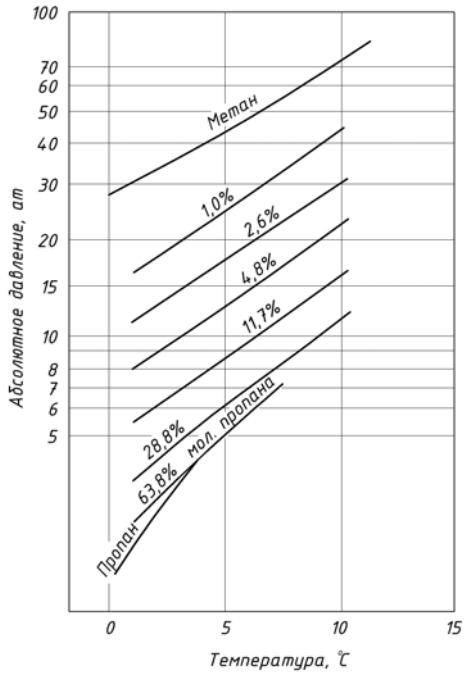


Рис. 2. Условия образования гидратов метан-пропановой смеси

Так автором Катц Д.Л. [3] получена зависимость (рис. 3), при которой образуется газогидрат. В области выше кривой равновесия метано-водная система устойчиво переходит в гидрат, ниже система представлена в жидком состоянии. Анализируя рис. 3, можно сделать вывод, что при низкой концентрации метана в воде (до

10%) гидрат не образуется. При температуре 20 ºС для образования гидрата концентрация CH4 должна быть не ниже 30% и давление около 25 МПа. Концентрация метана в углевмещающих породах более 90%.

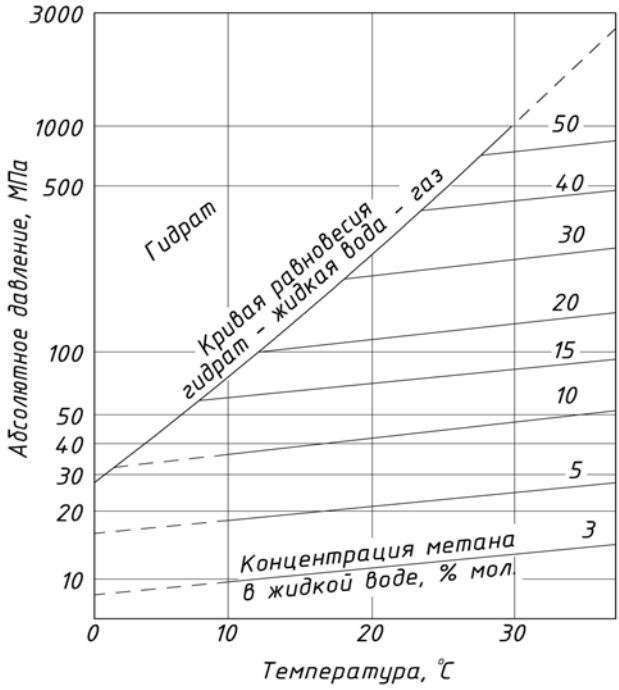


Рис. 3. Фазовое состояние метано-водной системы при температуре выше 0 °С

Получение газогидратов в лабораторных установках может выполняться двумя методами:

– газогидраты получают при сравнительно невысоком давлении до 1 МПа, но низкой температуре $t < 0$ ºС;

– газогидраты получают при комнатных температурах и высоком давлении до 35 МПа.

Нами использован 2-й метод. Для этого была создана установка, позволяющая развивать большие давления – до 40 МПа (рис. 4) при комнатных температурах.

Установка представляет собой цилиндр (6) с внутренним диаметром 110 мм, поршень (5), которые помещаются между плитами сто тонного пресса. Изменение внутреннего объема установки регистрируется линейкой, давление газа – эталонным манометром (3). Газ подается через вентиль (2) из баллона, в который он закачивается под давлением до 20 МПа.

Технология получения газогидрата

Установка разбирается и на поршень устанавливается емкость с водой (9). Затем установка собирается (рис. 5) и помещается между плитами пресса.

Первоначально в установке создается свободный объем около 120-150 см^3. После этого открывается вентиль, и газ заполняет свободный объем. Давление газа в установке становится равным давлению газа в баллоне (от 10,0 до 18,0 МПа). После наполнения установки газом вентиль перекрывается. После этого включается пресс. Поршень перемещается, сжимая газ в установке. При достижении давления 35-37 МПа пресс выключается. Давление в установке падает и опускается ниже максимального на 20-25% за счет растворения газа в воде.

Рис. 4. Лабораторная остановка НПО-1 для получения газогидрата

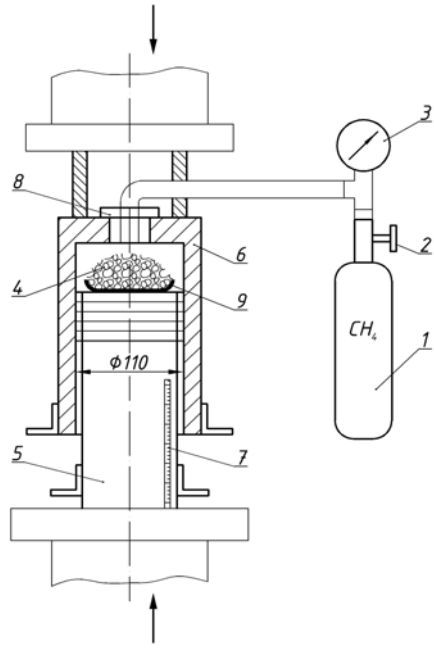


Рис. 5. Схема лабораторной установки НПО-1 для получения газогидратов

Затем вентиль открывается, и давление в установке снова повышается до давления газа в баллоне. Вентиль опять закрывается и включается пресс. Таких циклов нагружения и остановки пресса производится от 5 до 10, т.е. до тех пор, пока давление перестанет падать. Затем пресс выключается и при давлении, равном давлению газа в баллоне, установка остается на несколько суток. Температура воздуха в помещении лаборатории составляла 18-22 °С.

После окончания эксперимента установка разбирается и из емкости извлекается

образовавшийся газогидрат (рис. 6). Его можно брать в руки, подвергать исследованиям, фотографировать. При этом слышно потрескивание – он разлагается с выделением метана. Если его поместить в колбу с узким горлышком и трубкой, через которую газ будет выходить, то его можно поджечь.

Период разложения газогидрата при комнатной температуре и атмосферном давлении составляет около 30 минут. Образцы газогидрата, помещенные в морозильную камеру, разложению не подвергаются.

Рис. 6. Полученный газогидрат

Было проделано несколько десятков опытов по получению газогидрата, в том числе с углем с размерами частиц от 0,5 до 3-5 мм, т.е. моделировали образование газогидрата в угле.

Выводы

1. Созданная лабораторная установка высокого давления ОНП-1 (до 40 МПа), позволяет моделировать процесс образования газогидратов CH_4.

2. Получили устойчивое образование газогидратов из метана, воды и угольной мелочи при параметрах давления 17-25 МПа и температуре 18-22 °С.

3. Полученные результаты – это еще один шаг для подтверждения гипотезы образования газогидратов в угольных пластах и вмещающих породах на больших глубинах в зонах повышенного горного давления.

4. Для газогидратов характерен эффект Бриджмена – их взрывоподобное разрушение при сдвиговых деформациях или разнонаправленных знакопеременных динамических нагрузках. И первые, и вторые нагрузки имеют место при разработке угольных пластов Донбасса.

5. Дальнейшие исследования свойств газогидратов лягут в основу разработки газогидратных месторождений.

Список литературы

1. Бондаренко В.И., Моссур А.П. Физико-химические процессы гидратообразования в метанообильных угленосных отложениях и их выбросоопасность. – Д.: Матер. II междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки», 2008. – С. 98-102.

2. V. 21. Deaton, W. M., and E.M. Frost, Jr: Gas Hydrates and Their Relation to the Operation of Natural Gas Pipe Lines, U S. Bur. Mines Monograph, 8. – 1946.

3. Катц Д.Л. и др. Руководство по добыче, транспорту и переработке природного газа. Пер. с англ. – М.: Недра, 1965. – 676 с.

UDK 621.31

© Andrzej Krowiak

ISSUES OF THE DIVISION OF VARIABLE COSTS OF THE VENTILATION OF A DEEP MINE INTO INDIVIDUAL EXPLOITATION EXCAVATIONS

Розглянута можливість оцінки вартості затрат на вентиляцію гірничих виробок глибоких вугільних шахт. Запропоновані заходи зниження коштів на підтримку вентиляційної мережі виходячи із оптимізації системи її експлуатації.

Рассмотрена возможность оценки стоимости затрат на вентиляцию горных выработок глубоких угольных шахт. Предложенные мероприятия снижения средств на поддержание вентиляционной сети исходя из оптимизации системы ее эксплуатации.

The possibility of estimation of cost on ventilation of the mining workings of deep coal mines is considered. Offered measures on decline the costs in support the vent network, going out from optimization of the system of its exploitation.

Introduction

In the modern attempt at analysis cost structures in enterprises are applied, among others, ABC analysis (Activity Based Costing) [2]. Assigning all components of direct costs and indirect to the stream of the specific production is a general idea of this method. It allows for the identification of actual costs of producing the product and he is a base for the prospecting of their optimization. In this method we are taking into account all components of possible costs for allocating, irrespective of their size.

From a point of view of the management method with processes it is possible to divide the entire activity of the mine on basic processes and support processes [3]. Basic processes it so which are creating the value added in the course of their realization with utility manifesting itself for the customer on the exit from the enterprise. Utility for the customer, next, in the economic dimension, has reflecting in the price, with which the customer is ready to pay for this product. For support processes, in the management method with processes, are included all other processes in the enterprise not creating the value added, but necessary for functioning of the basic process.

In case of the coal mining the useful mineral is a product designed to the sale. In method of ABC makes the attributing the components of real costs individually to every stream of useful minerals from the given excavation and a logical deep meaning resulting from the specificity of the mining has it, because this cost is diversified.

In the described article they concentrated on the little fragment of the ABC analysis concerning costs of airing mining excavations in the mine. From described above reasoning airing the mine belongs to the group of support processes. For the individual excavation these costs can clearly be diversified in the relationship to other. It depends above all from: of requirements of the ventilation of given excavation (of necessary quantities of air), of aerodynamic resistances of the flow of air in given excavation, of aerodynamic resistances on the road airs to the given excavation and aerodynamic resistances on accompanying air to the expiratory mineshaft. Therefore, cost of the ventilation of excavation more distant from air mineshafts of the mine, can be considerably higher than costs of the ventilation of the excavation put in the up cast shaft of mines.

Fixed costs and variable costs comprise costs of the ventilation of the mine. Payments for the electricity consumption used for the drive of ventilators are a typical variable cost. These costs of variables in introduced article were concentrated on division on individual exploration excavations only. Transfer on unit cost of useful mineral this cost requires separate considerations and it was not guided on this subject of discussion in this article.

In the article formulae were presented for calculations of two kinds of issues. Task 1 includes estimating the disintegration of variable costs to individual exploitation excavations. In Task 2 they assumed that in one of sidings one should increase the flow of air and changes of costs of the ventilation of the entire mine and individual exploitation excavations resulting from this change were determined.

Model of the ventilation of the mine

Let's accept, it that the complex system of ventilation of mine will was give to reduce to introduced on the fig. 1 canonical scheme. The mine possesses only two mineshafts (downcast and up cast shaft) and descended air stream be aired, for help of ventilator placed outside system. Described, simplified ventilation network, belongs to the group of systems of diagonals with one diagonal joining two points of different air splits.

We are establishing, that:

– air split 1-2 constitutes ventilating duct of whole mine;

– air split 2-3 is only used for supplying the fresh air to air splits 3-4 and 3-5;

– air split 4-5 serves only for carrying bad air from air splits 3-4 and 2-4;

– air split 3-4, 2-4 and 3-5 are used for airing exploitation excavations

– air split 5-6 constitutes the up cast shaft.

We apply the following markings in more distant calculations:

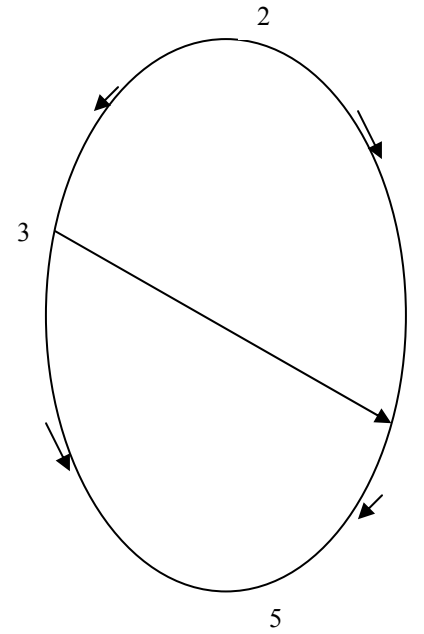


Fig. 1 Canonical scheme of the model of the mine

– V – the rate of flow of total stream of air flow through mine (the expense of ventilator);

– V_1 – the rate of flow of stream of air flow through air split 2-3;

– V_2 – the rate of flow of stream of air flow through air split 2-4;

– V_3 – the rate of flow of stream of air flow through air split 3-4;

– V_4 – the rate of flow of stream of air flow through air split 3-5;

– V_5 – the rate of flow of stream of air flow through air split 4-5;

– R_w – aerodynamic resistance of the flow of air in an ventilating ducts;

– R_1 – aerodynamic resistance of the flow of air in air split 2-3;

– R_2 – aerodynamic resistance of the flow of air in air split 2-4;

– R_3 – aerodynamic resistance of the flow of air in air split 3-4;

– R_4 – aerodynamic resistance of the flow of air in air split 3-5;

– R_5 – aerodynamic resistance of the flow of air in air split 4-5;

– N_{sum} – total dissipation of energy for producing the thrust on the exit from the ventilator;

– N_w – dissipation of energy in an air ducts (air splits 1-2 and 5-6);

– N_1 to N_5 – dissipation of energy on ventilation suitably of air splits 2-3, 2-4, 3-4, 3-5, 4-5;

– N_2' – total dissipation of energy on ventilation of air split (the exploration excavation) 2-4;

– N_3' – total dissipation of energy on ventilation of air split (the exploration excavation) 3-4;

– N_4' – total dissipation of energy on ventilation of air split (the exploration excavation) 3-5;

For scheme presented on the fig. 1 the following relations are appearing:

$$V = V_1 + V_2;\ V_1 + V_2 = V_4 + V_5;\ V_1 = V_3 + V_4;\ V_5 = V_2 + V_3$$

$$N_{sum} = N_w + N_1 + N_2 + N_3 + N_4 + N_5$$

Formulating the task 1 and solving

We know the total variable cost of airing the mine described with scheme on fig. 1, in set interval of time. We accept conventionally, that in data interval of time (relatively short) the parameters of ventilating net as well as the external atmospheric conditions

undergo the alternatively small changes. The ventilator works in one, settled point of one's profile. We also know aerodynamic resistances of the flow of air through all air splits and rates of flow of V_2, V_3 and V_4.

We seek the variables costs of ventilation exploration excavations 2-4, 3-4 and 3-5 in set interval of time.

For the purposes of more distant calculations we are entering the following markings:

– K_{sum} – the variable costs of ventilation of whole mine in set interval of time;

– K_2 – total variable cost of the ventilation of the air split (excavations) 2-4 in a set interval of time;

– K_3 – total variable cost of the ventilation of the air split (excavations) 3-4 in a set interval of time;

– K_4 – total variable cost of the ventilation of the air split (excavations) 3-5 in a set interval of time;

– u_2 – participation of total variable costs of ventilations air split (excavation) 2-4 in variable costs of ventilation of whole mine

– u_3 – participation of total variable costs of ventilations air split (excavation) 3-4 in variable costs of ventilation of whole mine

– u_4 – participation of total variable costs of ventilations air split (excavation) 3-4 in variable costs of ventilation of whole mine

In the article distinguishing was accepted between dissipation of energy on the flow of air (N) across the given air split and total dissipation of energy on ventilation of given air split (excavations) (N'). The difference is that in the first case we are calculating dissipation of energy on the flow of air only through this excavation. In the second case we are establishing, that total dissipation of energy on the ventilation of exploration excavation is the sum dissipation of energy on ventilation in same excavation as well as dissipation of energy on delivery and accompanying the air in reference to this excavation.

Up to more distant calculations we apply the formula well-known from literature [1]:

$$N = R \cdot V^3,$$

where N – dissipation of energy on flow of air through given air split;

R – aerodynamic resistance of flow of air in air split

V – rate of flow of air

We accept the following method of thinking: the stream of air feeding several air splits we distribute conventionally on streams the feeding individual air splits. But the dissipation of energy in feeding air split depends in third expression from rate of flow of sum these dealt out conventionally streams feeding individual air splits. In this situation dissipation of energy in air split feeding a few others we are proportioning for the separation of streams of the flow of air to air split.

Going out with this principle we calculate:

$$N_2^{'} = N_2 + \left(\frac{V_2}{(V_1 + V_2)}\right) \cdot N_w + \left(\frac{V_2}{(V_2 + V_3)}\right) \cdot N_5;$$

$$N_3' = N_3 + \left(\frac{V_3}{V_1}\right) \cdot N_1 + \left(\frac{V_3}{V}\right) \cdot N_w + \left(\frac{V_3}{V_5}\right) \cdot N_5;$$

$$N_4^{'} = N_4 + \left(\frac{V_4}{V}\right) \cdot N_w + \left(\frac{V_4}{V_1}\right) \cdot N_1.$$

Using the presented relation after replacemets we receive:

$$N_2^{'} = R_2 V_2^3 + V_2 (V_2 + V_3 + V_4)^2 R_w + R_5 V_2 (V_2 + V_3)^2;$$

$$N_3^{'} = R_3 V_3^3 + R_1 V_3 (V_3 + V_4)^2 + R_w V_3 (V_2 + V_3 + V_4)^2 + R_5 V_3 (V_2 + V_3)^2;$$

$$N_4^{'} = R_4 V_4^3 + R_w V_4 (V_2 + V_3 + V_4)^2 + R_1 V_4 (V_3 + V_4)^2.$$

From concerning reasoning dissipation of energy for the ventilation of exploitation excavations it is possible to enumerate:

$$N_{sum} = N_2^{'} + N_3^{'} + N_4^{'}.$$

Suitably:

$$u_2 = \frac{N_2^{'}}{N_{sum}}; \qquad u_3 = \frac{N_3^{'}}{N_{sum}}; \qquad u_4 = \frac{N_4^{'}}{N_{sum}}.$$

The dissipation of energy on exit from ventilator is correlated with power of electric engine driving this ventilator. We accepted previously, that in analysed period ventilator works in one point of characteristics, in relationship, from what the power taken from electric net through engine of ventilator is fixed. Taking for analysis the cost of the electric energy consumed to the drive of ventilator fan in the established interval of time, we receive the K_{sum} cost. Allocation of this cost for airing chosen (summary variable cost) excavations will be proportional to a participation dissipation of energy for the given excavation in total dissipation of energy on the exit from the ventilator. From here relations result:

$$K_2 = K_{sum} u_2; \quad K_3 = K_{sum} u_3; \quad K_4 = K_{sum} u_4.$$

Formulating the task 2 and solving

For a point of issue we are accepting the pattern of airing and calculations given in Task 1. In air split 3-4 we are increasing the rate of flow of air resulting e.g. from increasing gaseous threats.

We accept, that:

- the aerodynamic resistances of flow of air do not change in air-splits: 1-2, 2-3, 3-4, 4-5 and 5-6;
- we keep flows in air-splits: 3-5 and 2-4;
- it enlargement about ΔV_3 undergo the flows of air in air-splits: 1-2, 2-3, 3-4, 4-5 and 5-6;
- for keeping desirable flows maintenance the desirable flow of air we enlarge the aerodynamic resistances of flow of air in air-split 2-4 about ΔR_2 and in air-split 3-5 about ΔR_4;
- for getting increased flows of air in chosen air-splits we must create increased depression on the exit from the main ventilator, and in whole structure will come to enlarged dissipation of energy on ventilation of air-splits and whole mine;

Question:

– about what value one should change the resistances the aerodynamic flows of air ΔR_2 and ΔR_4 in air splits 2-4 as well as 3-5?

– what values will assume dyssipation of energy on airing of individual air-splits 2-4, 3-4 and 2-4 (of exploitation excavations), appropriately $N_2^{''}$, $N_3^{''}$ and $N_4^{"}$ dyssipation of total energy of airing the entire mine $N_{sum}^{'}$?

– about what value will change the dissipations of energy on the ventilation individual air-splits 2-4, 3-4 and 2-4 (the exploration excavations), suitably ΔN_2, ΔN_3 and ΔN_4, as well as the dissipation of total energy of airing the whole mine?

– about what value enlarges the cost of airing individual exploration excavations and whole mine suitably: ΔK_2, ΔK_3, ΔK_4 and ΔK_{sum}?

The values of aerodynamic resistances of flow air in individual air-splits present as follows:

$$R_1^{'} = R_1;\quad R_2^{'} = R_2 + \Delta R_2;\quad R_3^{'} = R_3;\quad R_4^{'} = R_4 + \Delta R_4;\quad R_5^{'} = R_5;\quad R_w^{'} = R_w.$$

The values of flows of air in individual air-splits introduce as follows:

$$V^{'} = V_2 + V_3 + V_4 + \Delta V_3;\quad V_1^{'} = V_3 + V_4 + \Delta V_3;\quad V_2^{'} = V_2;\quad V_3^{'} = V_3 + \Delta V_3;$$

$$V_4^{'} = V_4;\quad V_5^{'} = V_2 + V_3 + \Delta V_3.$$

Losses of the pressure of the aerodynamic flow of air between two any ventilation network nodes is settling accounts according to the pattern [1]:

$$W = R \cdot V^2,$$

where W – losses of the pressure of the aerodynamic flow of air;

R – aerodynamic resistance of flow of air in air-split

V – rate of flow of air

On the road between knots 3-4-5 and 3-5 we have the same loss of the pressure of the aerodynamic flow of air. From here we are deriving relations and we are calculating ΔR_4:

$$\left(R_4 + \Delta R_4\right)V_4^2 = R_3\left(V_3 + \Delta V_3\right)^2;$$

$$\Delta R_4 = R_3\left(\frac{V_3 + \Delta V_3}{V_4}\right)^2 - R_4.$$

On the road between knots 2-3-4 and knots 2-4 we have the same loss of the pressure of the aerodynamic flow of air. From here we are deriving relations and we are calculating ΔR_5:

$$\left(R_2 + \Delta R_2\right)V_2^2 = R_3\left(V_3 + \Delta V_3\right)^2 + R_1\left(V_3 + V_4 + \Delta V_3\right)^2;$$

$$\Delta R_2 = R_3\left(\frac{V_3 + \Delta V_3}{V_2}\right)^2 + R_1\left(\frac{V_3 + V_4 + \Delta V_3}{V_2}\right)^2 - R_2.$$

Using last patterns and placing new values of the rate of flow of air and sizes of aerodynamic resistances to them in individual air-splits we receive values dyssypation of energy on the airing of exploitation excavations:

$$N_2'' = R_2'\left(V_2'\right)^3 + R_w'V_2'\left(V_2' + V_3' + V_4'\right)^2 + R_5'V_2'\left(V_2' + V_3'\right)^2;$$

$$N_2'' = \left[R_3\left(\frac{V_3 + \Delta V_3}{V_2}\right)^2 + R_1\left(\frac{V_3 + V_4 + \Delta V_3}{V_2}\right)^2\right]V_2^3 + R_wV_2 \times$$

$$\times\left(V_2 + V_3 + V_4 + \Delta V_3\right) + R_5V_2\left(V_2 + V_3 + \Delta V_3\right)^2;$$

$$N_3'' = R_3'\left(V_3'\right)^3 + R_1'V_3'\left(V_3' + V_4'\right)^2 + R_w'V_3'\left(V_2' + V_3' + V_4'\right)^2 + R_5'V_3'\left(V_2' + V_3'\right)^2;$$

$$N_3'' = R_3\left(V_3 + \Delta V_3\right)^3 + R_1\left(V_3 + \Delta V_3\right)\left(V_3 + \Delta V_3 + V_4\right)^2 +$$

$$R_w\left(V_3 + \Delta V_3\right)\left(V_2 + V_3 + \Delta V_3\right)^2 + R_5 * \left(V_3 + \Delta V_3\right) * \left(V_2 + V_3 + \Delta V_3\right)^2;$$

$$N_4'' = R_4'\left(V_4'\right)^3 + R_w'V_4'\left(V_2' + V_3' + V_4'\right)^2 + R_1'V_4'\left(V_3' + V_4'\right)^2;$$

$$N_4'' = R_3\left(\frac{V_3 + \Delta V_3}{V_4}\right)^2 V_4^3 + R_w V_4\left(V_2 + V_3 + \Delta V_3 + V_4\right)^2 + R_1 V_4\left(V_3 + \Delta V_3 + V_4\right)^2.$$

On the basis of previous calculations we can determine the increase dissipation of energy wasted for the ventilation of individual exploitation excavations, resulting from increasing the rate of flow of air by air-split 3-4 about ΔV_3 and the increase dissipation of energy of lost for the ventilation the entire mine:

$$\Delta N_2 = N_2'' - N_2';$$

$$\Delta N_3 = N_3'' - N_3';$$

$$\Delta N_4 = N_4'' - N_4';$$

$$\Delta N_{sum} = N_{sum}' - N_{sum}.$$

Sum of the values of dissipations for the ventilation of individual exploitation excavations is giving the value dissipation of energy to the wasted energy on the airing of the entire mine, counted on the exit from the main ventilator. It is possible to fill it with writing in the form of the pattern:

$$N_{sum}' = N_2'' + N_3'' + N_4''.$$

In a similar way to task 1, shares dissipation of energy for the ventilation of individual exploitation excavations in total dissipation energy to used for airing the entire mine amount:

$$u_2' = \frac{N_2''}{N_{sum}'} \quad ; \quad u_3' = \frac{N_3''}{N_{sum}'}; \qquad u_3' = \frac{N_4''}{N_{sum}'}.$$

In this example changeable all-in cost of the ventilation of the mine at new assumptions, we are counting on the base of the electricity consumption needed for the drive of the main ventilator. One should pay attention to the fact that in task 2 we are working in other point of non-linear characteristics of the ventilator. One should count the power needed for the drive of the main ventilator on the basis of these characterizations.

As by analogy as in task 1 the allocation of total variable costs of the ventilation of the mine will be proportional to participation of dissipation of energy for the ventilation given excavation in the dissipation of energy on the airing of the entire mine. From here relations result:

$$K_2^{'} = K_{sum}^{'} u_2^{'}; \quad K_3^{'} = K_{sum}^{'} u_3^{'}; \quad K_4^{'} = K_{sum}^{'} u_4^{'}.$$

We can now calculate differences of variable costs of the ventilation of individual exploitation excavations, after implementing the additional airflow ΔQ_3 in air-split 3-4, in taking back to the state from task 1:

$$\Delta K_2 = K_2^{'} - K_2;$$

$$\Delta K_3 = K_3^{'} - K_3;$$

$$\Delta K_4 = K_4^{'} - K_4;$$

$$\Delta K_{sum} = K_{sum}^{'} - K_{sum}.$$

Conclusion

In reality the parameters of the ventilation network aren't stationary and they change in result of current activity of the mine as well as the changes of external atmospheric conditions (the natural depression). Therefore, received primary assumption about constancy of parameters of the ventilation network was going far, temporary simplifying.

To decision it remains problem, with what accurateness we want to calculate the division of costs on individual exploational excavations. From a point of view of calculation costs of the mine it will be sufficient to use the average value, enumerated for averages statistically of working conditions and parameters of the ventilation network. If parameters of the work of the ventilation network will change more significantly (e.g. as a result of making new excavations), we can enumerate for these new conditions the average statistical proportions of costs of ventilation. Even, if the proportions of participation of costs ventilation for individual exploational excavations will be in reality had dispersion several percentages, then and so essential differences are become kept in formation for individual excavations these costs. And in the ABC method it is just about it above all.

The canonical scheme of the mine described on the fig.1 is a simplified model, because he fulfilled only a teaching role. The same reasoning, as introduced in the article, it is possible to use to more extended models. Only, that it will has to the deal with larger quantity of equations then and the larger quantity of calculations. But this does not make up a more serious problem in day of general use of computer techniques.

References

1. W. Budryk. Wentylacja kopalń, cz. 1 Przewietrzanie wyrobisk, w serii GÓRNCTWO. Tom X. – Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Katowice, 1961.

2. P. Cole. Activity Based Costing. London: Thames Valley University, 2006.

3. P.Grajewski. Organizacja procesowa. Warszawa: PWE, 2007.

УДК 622. 834

© Н.И. Антощенко, А.П. Чирок

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕОРИИ ИМПУЛЬСНЫХ ПРОЦЕССОВ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯСОСТОЯНИЯ ПОРОД В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Наведено математичні та фізичні моделі процесів, що відбуваються у зоні впливу гірничої виробки й враховують перерозподіл напружено-деформованого стану порід і енергетичний обмін, як наслідок зміни гірського тиску.

Приведены математические и физические модели процессов, происходящих в зоне влияния горной выработки, учитывающих перераспределение напряженно-деформированного состояния пород и энергетический обмен, как следствие изменения горного давления.

The mathematical and physical models of processes that take place in the mine working's influence zone, considering redistribution of the stress-strain state of rocks and power exchange, as a result of change of rock pressure are shown.

Процессы, происходящие в зоне выработки, в первую очередь являются проявлением горного давления, в отличии от геофизических напряжений, возникающих независимо от ведения горных работ. Они обусловлены нарушением исходного природного равновесия и, в конечном счете, стремятся к установлению нового равновесного состояния. При этом, очевидно, существенного изменения потенциальной энергии массива не происходит, однако имеет место ее перераспределение в различных направлениях от горной выработки относительно некоторой поверхности (или контура, применительно к решению плоской задачи), т.е. происходит изменение энергоемкости отдельных участков, или возникновение энергии деформации и восстановления [1, 2, 3].

Указанные поверхности (контуры) обозначим как энергостационарные. Это понятие весьма условно и зависит как от субъективно установленных целей рассмотрения, так и от геометрии горной выработки, свойств пород и др. Под энергостационарными поверхностями будем понимать множество точек в пространстве, примыкающем к выработке, для которых сумма потенциальной, а в ряде решаемых задач, и полной энергии остается постоянной. Очевидно, что таких поверхностей может быть множество. Принципиально необходимо, чтобы набор первоначально выбранных точек не должен изменяться на протяжении всего рассматриваемого процесса.

Идея работы состоит в предположении о замкнутости энергетических процес-

сов при деформации горных пород в зоне влияния выработки, вызванных изменением исходного равновесного состояния. При этом предполагается, что система стремится к установлению нового равновесия, что может быть достигнуто несколькими путями. Выбор пути происходит случайно исходя из минимума перманентно соответствующих ему энергозатрат.

Целью работы является разработка физической и математической моделей для исследования напряженно-деформированного состояния и энергетического обмена в зоне выработки на основании гипотезы об энергетическом контуре.

Эти модели предполагают рассмотрение замкнутой энергостационарной поверхности (или контура), охватывающей некоторый объем вокруг выработки, в котором происходят процессы энергетического обмена.

Применительно к рассмотрению одних энергостационарных поверхностей (ЭП) важное значение приобретает фактор времени, это энергодинамические поверхности. Такие ЭП возникают в процессе ведения горных работ и возможно остаются таковыми на протяжении всего рассматриваемого процесса. Это означает, что производные от временной функции полной энергии начинают хаотически изменяться. Следовательно, даже при не слишком большой накопленной энергии деформации риск различных динамических явлений резко возрастает. Однако при определенном развитии процесса со временем устанавливается близкий к стационарному энергетический обмен в рассматриваемой зоне. В этом случае ЭП будем называть квазистатическими (статическими).

Следует отметить, что для ряда решаемых задач (при наличии сильных сейсмических напряжений и т.п.) основные гипотезы предлагаемой модели не обеспечивают ее адекватности. В этих случаях может быть применено расширение модели с рассмотрением переноса энергии вдоль лучей тока. Это условные линии, представляющие собой оси наиболее интенсивных потоков энергии, входящие в поверхность и исходящие из нее. Предполагается, что вдоль них осуществляется весь энергообмен ЭП с окружающими участками пород. Лучи тока совпадают с трещинами, границами различных слоев и зон с резким перепадом свойств пород. Однако по мере приближения к ЭП, они искривляются так, что их касательные при ее пересечении совпадают с нормалями к поверхности в этой точке. Множество лучей тока, подчиняющихся общим закономерностям, образуют поверхности тока.

Согласно известным гипотезам, в любой момент времени должно выполняться ключевое условие − сумма площадей эпюр, характеризующих положительное (от выработки) и отрицательное (к выработке) избыточное напряжение должно оставаться неизменным.

Исходя из приведенных предпосылок модель напряженно-деформированного состояния в зоне влияния выработки, в общих чертах можно представить следующим образом:

– нетронутому массиву на некоторой глубине H, без учета сейсмических факторов, соответствует постоянный уровень потенциальной энергии W. На некоторой элементарной площадке ЭП – dS (рис. 1).

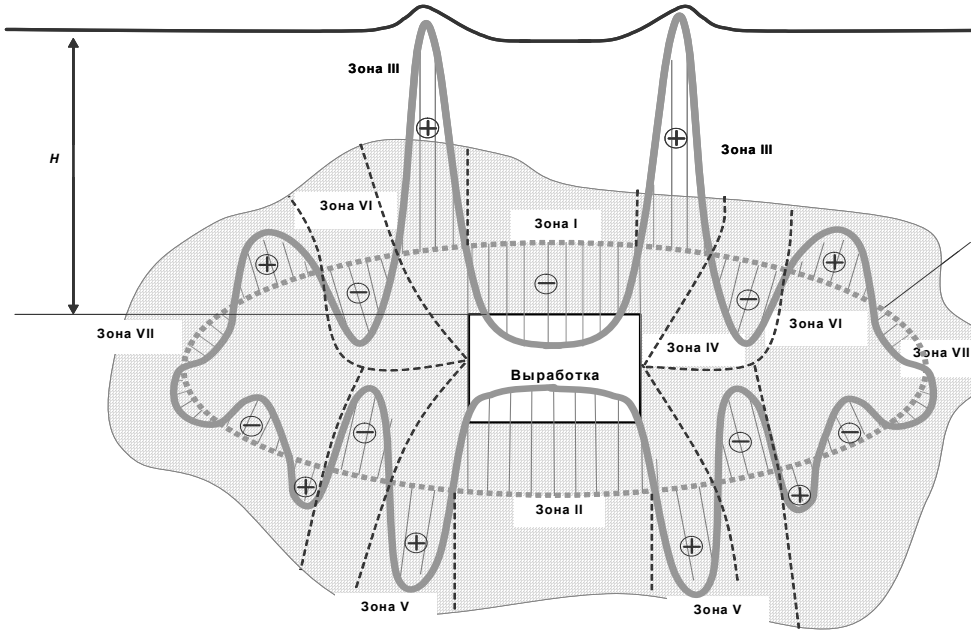


Рис. 1. Схема распределения давления и соответствующих факторов энергии восстановления и деформации в разрезе вертикальной плоскостью: ⊕ – энергия восстановления; ⊖ – энергия деформации; – – – – ориентировочные границы зон; ЭП – энергодинамическая поверхность; I-VII – зоны влияния выработки; H – глубина залегания выработки

$$dW = \gamma H dS \delta , \tag{1}$$

где γ – удельный вес горных пород;

H – глубина залегания выработки;

δ – деформация породы под действием веса вышележащих слоев.

Учитывая, что $\delta = \varepsilon \cdot H$, (ε – относительная деформация породы под действием веса вышележащих слоев), получим:

$$dW = \gamma H^2 \varepsilon dS . \tag{2}$$

Суммарная энергоемкость всей энергостационарной поверхности может быть выражена поверхностным интегралом.

$$W = \int_S \gamma H^2 \varepsilon dS . \tag{3}$$

Предположим, что действующие напряжения связаны с деформацией линейной зависимостью, через коэффициент Пуассона E ($\varepsilon = \sigma / E$). С другой стороны они определяются глубиной залегания выработки ($\sigma = \gamma H$) тогда:

$$\varepsilon = \frac{\gamma H}{\sigma}. \tag{4}$$

Исходя из этого, запишем:

$$W = \int_S \frac{\gamma^2 H^3}{\sigma} dS. \tag{5}$$

Следовательно, поверхностная плотность энергии на энергостационарной поверхности равна отношению.

$$W_S = \frac{\gamma^2 H^3}{\sigma}. \tag{6}$$

В начальном состоянии системы (когда условия для деформирования породы уже возникли, но сам процесс еще не начался) должно выполняться условие:

$$\begin{cases} W = \int_S \frac{\gamma^2 H^3}{E} dS = const, \\ W_S = \frac{dW}{dS} = \frac{\gamma^2 H^3}{E} = const. \end{cases} \tag{7}$$

– после увеличения размеров выработки начинается два параллельных разноскоростных процесса перераспределения энергии и массы (относительные энергетические – $\overline{v}_e$ и массовые – $\overline{v}_m$ потоки). Соотношение их скоростей, для конкретных горно-геологических условий, однозначно характеризуется прочностными параметрами вмещающих пород и определяет схему напряженно-деформированного состояния в области ограниченной ЭП [1].

Согласно принятой расчетной модели, поверхностная плотность энергии является функцией от времени t.

Перепады давления вдоль ЭП приводят к нестабильности энергетического поля и его производных. Поверхность становится динамической. В результате нестационарных явлений формируется значительное количество вторичных факторов деформации и восстановления;

− на третьем этапе система начинает стабилизироваться за счет взаимного уничтожения факторов восстановления и деформации или динамических явлений, сопровождающихся разгрузкой. Процесс стабилизации весьма сложен и включает в себя несколько разнородных составляющих.

$$\begin{cases} W = const, \\ W_S = W_S(t), \\ \dfrac{dW_S}{dt} = var. \end{cases} \tag{8}$$

При любом соотношении $\overline{\nu}_e$ и $\overline{\nu}_m$ схема распределения давлений на энергостационарной поверхности имеет общие закономерности. Можно выделить следующие семь зон (см. рис. 1):

I – зона пониженного давления над выработкой, возникающая вследствие прогиба или частичного обрушения подработанных пород;

II –разгрузка, обусловленная поднятием или разломами надработанного массива;

III – зона повышенного опорного давления, ширина которой пропорциональна $\overline{\nu}_e / \overline{\nu}_m$;

IV – разгрузка, обусловленная поднятием подработанных пород;

V – повышенное давление вызванное, опусканием краев надработанного слоя породы (может не проявляться при сильных динамических разломах почвы выработки);

VI – разгрузка, следующая за зоной V, вызвана опусканием слоя породы в почве выработки;

VII – колебание уровня давления вдоль энергетической поверхности.

В общем случае, подработанный и надработанный слой породы можно рассматривать как балки, жестко защемленные по краям (оболочку, жестко защемленную по контуру при решении пространственной задачи) и нагруженные распределенной нагрузкой, которую в первом приближении приняли равномерной (рис. 2).

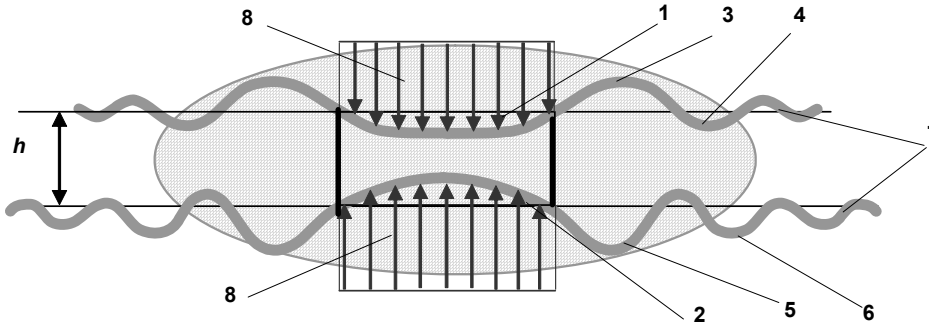


Рис. 2. Напряжения в слоях кровли и почвы выработки:
1-7 −зоны влияния с I по VII;
8 − распределенное горное давление;
h − высота выработки

Однако такая простейшая расчетная схема трудно согласуется с принятой моделью, поэтому целесообразно объединить надработанный и подработанный слои в единую силовую схему. Это позволит сформулировать соответственно плоскую и пространственную задачи, согласно условиям гипотезы об ЭП.

Плоская задача − породы в зоне влияния выработки деформируются как абсолютно упругий стержень, изогнутый в виде эллипса, фокусы которого расположены в начале и конце выработки.

Пространственная задача − породы деформируются как оболочка в виде эллипсоида, вертикальное сечение которого совпадает с контуром плоской задачи, а горизонтальное эквидистантно удалено от эллипса, описывающего выработку в плане. В обоих случаях края эллипса (эллипсоида) упруго заделаны. Под упругой заделкой будем понимать заделку балки (оболочки) в среде, менее жесткой, чем она сама.

Такая заделка минимизирует перемещение самой балки, однако допускает ее деформации внутри заделки. Если ввести предположение о том, что заделка обладает упругопластическими свойствами, то появится возможность учета факторов энергии деформации и восстановления или анализ только упругодеформированного состояния. Такая схема (рис. 3) недостаточно согласуется с физической моделью и чрезвычайно сложна в части математического описания.

Исходя из этого целесообразно рассмотрение отдельных процессов в виде различных однотипных схем. Нами уже описаны геометрический (см. рис. 3) и энергетический (см. уравнения 1-8) контуры.

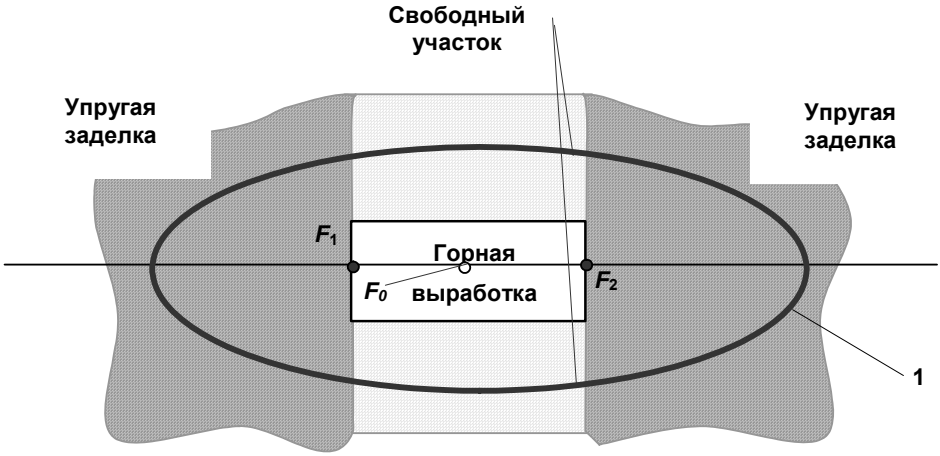


Рис. 3. Расчетная схема нагружения пород в зоне влияния выработки: 1 − силовой контур; F_0 − силовой полюс; F_1 ,F_2 − положение полюсов эллипсоидного силового контура до начала деформации

Рассмотрим подробнее возникновение силового контура. Равнодействующая сил давления, приложенных к оболочке (балке) стремится сместить ее и повернуть. Подобные деформации, с учетом свойств пород, не могут происходить без нарушения их сплошности. Следствием этого с высокой вероятностью, могут проявляться динамические явления и прочие импульсные процессы. Их вероятность существенно убывает, если рассматриваемая модель потеряет поступательные степени свободы. Следовательно, равнодействующая сил давления, приложенных к контуру (оболочке) должна быть равна нулю. Это возможно если их вектора будут пересекаться в одной точке – силовом полюсе оболочки – F_o. Контур, для которого выполняется указанное условие, будем называть силовым.

На основании вышесказанного, можно спрогнозировать схему развития системы нарушений, учитывающей напряженно-деформированное состояние в зоне влияния горной выработки:

– нарушение исходного равновесного состояния приводит к формированию геометрического контура, который охватывает процессы, протекающие в зоне влияния выработки;

– при возникновении силового контура происходит деформация пород (возможно, также их обрушение и разломы и т.п. явления). До возникновения силового контура в геометрическом контуре действуют сильные касательные напряжения, что обуславливает расслоение пород и образование вертикальных трещин. При этом нормальные напряжения вызывают расслоение пород и образование горизонтальных трещин;

– учитывая, что система стремится к минимуму потенциальной энергии, равнодействующая сил давления будет убывать в том случае, если силовой контур примет геометрически правильную форму. Т.е. силовой контур должен совпасть с ближайшим к нему – геометрическим. Из чисто геометрических соображений следует, что по мере удаления от фокуса, огибающий его силовой контур стремится иметь форму, близкую к геометрически правильной (рис. 4).

Аналогичные соображения относятся к закономерностям в развитии энергетического контура. Перераспределение давлений, связанное с развитием горных работ и деформацией силового контура вызовет соответствующие искривления энергетического. Иными словами, высвободится энергия восстановления и деформации хаотически распределенная как в пространстве, так и во времени. Эти явления могут принять вид итерационного процесса за счет возникновения вторичных источников энергии, комплекс которых оказывается столь сложным и многофакторным, что анализ его в деталях не представляется возможным. Например, в зоне, в которой длительное время действует пониженное давление, может произойти десорбция газа, что вносит самостоятельный вклад в энергетический баланс.

Если при этом, зона пониженного давления перемещается в пространстве или изменяется во времени, то сопутствующие явления не происходят при том же уровне полной энергии, параметрах пород и прочих характеристиках выработки.

Логично предположить, что вследствие стремления потенциальной энергии к минимуму, энергетический контур, подобно силовому, будет стремиться принять гео-

метрически правильную форму. Перераспределение энергии в энергетическом контуре может сопровождаться динамическими явлениями. Из принятых предположений следует, что до начала процесса деформации поверхностная плотность энергии постоянна. Следовательно, концентрация энергии деформации максимальна в зонах ЭП, с минимальным радиусом кривизны. При этом легко показать, что чем ближе форма ЭП к геометрически правильной тем больше ее средневероятный радиус.

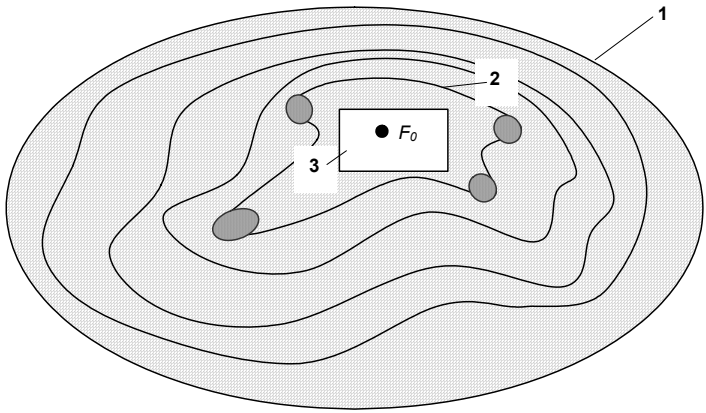


Рис. 4. Схема образования силовых контуров, имеющих общийсиловой фокус F_0:
– зоны интенсивного накопления энергии деформации;
1 − исходный геометрически правильный энергетический контур;
2 − энергетический контур, искривленный, вследствие перераспределения давлений; 3 − горная выработка

В работе предложена физическая и математическая модели для анализа процессов протекающих в зонах влияния горной выработки. Их связь состоит в следующем:

- обоснована гипотеза о том, что силовое взаимодействие и энергетический обмен в зоне влияния горной выработки замыкаются в пределах некоторой поверхности, которая деформируясь, стремиться принять правильную геометрическую форму. Согласно гипотезе, по мере развития процессов геометрический, силовой и энергетический контуры должны совместиться;
- если геометрический и силовой контур не совпадают, то создаются условия для развития факторов энергии деформации и восстановления;
- несовпадение энергетического и геометрического контуров создает возможность импульсных явлений;
- сосредоточение импульсных явлений (наибольшая вероятность их появления) имеет место в зонах энергетической поверхности, имеющих наименьший радиус кривизны;
- совпадение энергетического силового и геометрического контура указывает на стабилизацию процессов и минимум вероятности импульсного явления.

Целью дальнейших исследований является уточнение предложенной модели с учетом конкретных условий и свойств пород, а так же разработка адекватных аналитических моделей, учитывающих временной фактор развития ЭП. Применение предложенной модели позволит учитывать закономерности развития энергетических процессов и распределение горного давления при проектировании и проведении выработок, что позволит существенно снизить риск динамических явлений.

Список литературы

1. Антощенко Н.И., Чирок А.П. Общая теория динамических и газодинамических явлений в угольных шахтах, как суть импульсных процессов // Вестник МАНЭБ. – Т. 11. – №4(100). – С.-Петербург. – 2006. − С. 28-35

2. Антощенко Н.И., Чирок А.П. О механизме и условиях внезапных разрушений пород почвы в протяженных выработках// Уголь Украины. – 2006. – №5. − С. 19-22.

3. Антощенко Н.И., Чирок А.П. Классификация импульсных процессов в горных выработках согласно теории энергетического обмена// Уголь Украины. – 2009. – №5. − С. 32-36.

УДК 622.831

© И.А. Ковалевская, Г.А. Симанович,
Р.Н. Свистун, Л.Я. Фомичева

ЗАКОНОМЕРНОСТИ СВЯЗИ ПРИВЕДЕННЫХ НАПРЯЖЕНИЙ В РАМНОЙ КРЕПИ С ГЛУБИНОЙ РАСПОЛОЖЕНИЯ ПЛАСТОВОЙ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

Наведено аналіз результатів обчислювальних експериментів зі встановлення НДС рамного кріплення пластової виробки в умовах геомеханічних параметрів, що змінюються, системи «шаруватий масив-кріплення підготовчої виробки».

Приведен анализ результатов вычислительных экспериментов по установлению НДС рамной крепи пластовой выработки в условиях изменяющихся геомеханических параметров системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки».

The analysis of results of computing experiments on an establishment of the stress-strain state of frame support of an-seam working in the conditions of changing geomechanical parametres of system «layered massif-support of preparatory working» is shown.

Анализ связи приведенных напряжений σ в рамной крепи с глубиной расположения выработки H выполнен для наиболее «разнополюсных» вариантов распределения прочностных $\sigma_i^{K,П}$ и деформационных $E_i^{K,П}$ характеристик близлежащих породных слоев кровли и почвы разрабатываемого угольного пласта.

При пониженных прочностных и деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев связь σ и H имеет следующие черты (рис. 1):

– максимумы приведенных напряжений в раме стабильно располагаются на прямолинейных участках ее стоек независимо от параметра H, что объясняется действием повышенных изгибающих моментов именно на этих участках из-за интенсивного сдвижени приконтурных пород в боках и почве выработки, характерного для слабого слоистого массива;

– наиболее нагруженными участками являются стойки рамы, которые из упругого состояния при $H = 200$ м переходят в основном в пластическое ($H = 400$ м) по вышеприведенным причинам;

– по мере увеличения глубины расположения выработки относительно разгруженный ($\sigma = (0{,}48...0{,}63)\sigma_T$) свод рамы ($H = 200$ м) переходит в пластическое

или близкое к нему состоянию ($\sigma = (0{,}93...1)\sigma_T$), а материал замка свода при $H = 600$ м переходит площадку текучести σ_T и находится на участке упрочнения стали Ст5; это обусловлено чрезвычайно интенсивными смещениями близлежащих породных слоев, находящихся в запредельной стадии деформирования.

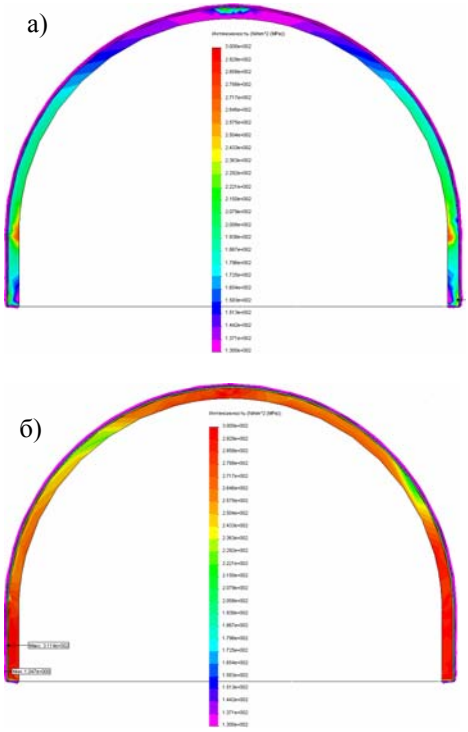


Рис. 1. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи при пониженных прочностных ($\sigma_i^{K,П} = 5$ МПа) и деформационных ($E_i^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа) характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – $H = 200$ м; б – $H = 600$ м

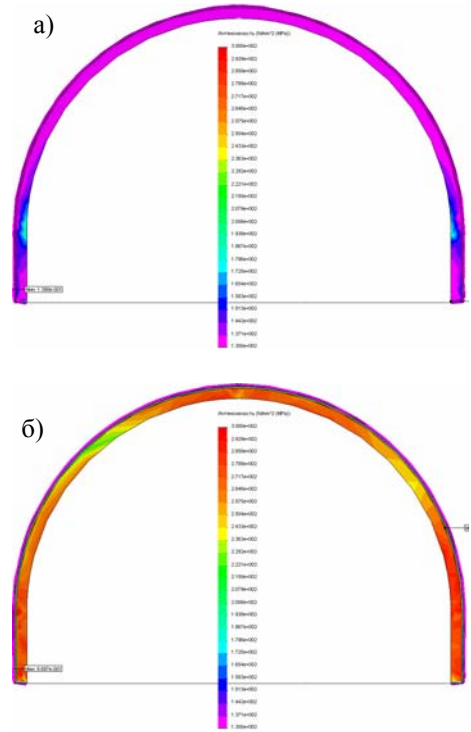


Рис. 2. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи при пониженных ($\sigma_{сжi}^{K,П} = 5$ МПа) прочностных и повышенных ($E_i^{K,П} = 1 \cdot 10^4$ МПа) деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – $H = 200$ м; б – $H = 600$ м

Таким образом, с ростом глубины размещения выработки рамная крепь переходит в предельное состояние с образованием целого ряда пластических шарниров по ее контуру, которые, с одной стороны, придают раме «повышенную податливость» в

наиболее нагруженных сечениях, а, с другой стороны, способствуют деформированию рамы, исключающее возможность эксплуатации выработки.

Повышенные деформационные характеристики всех близлежащих породных слоев при их пониженных прочностных свойствах не изменяют отмеченные выше закономерности связи σ и H (рис. 2). Отличие заключается в пониженных (до 53%) напряжениях σ только на стадии упругого деформирования рамы ($H = 200$ м). С увеличением H влияние деформационных характеристик близлежащих породных слоев значительно ослабевает в связи с их переходом в предельное и запредельное состояния.

Повышенные прочностные характеристики близлежащих породных слоев в основном не изменяют тенденций связи σ и H (рис. 3), установленные для вариантов пониженных прочностных характеристик. Однако имеются и некоторые особенности:

– во-первых, при $H = 200$ м рама находится в более нагруженном (хотя и упругом) состоянии как в своде, так и в стойках, что можно объяснить наличием только локальных областей предельного состояния в приконтурных породах и по этой причине менее равномерным нагружением рамы (по ее контуру) от деформирующегося массива;

– при $H = 400$ м большая часть свода рамы еще находится в упругом состоянии из-за влияния зоны разгрузки в породах кровли, находящихся на стадии допредельного деформирования;

– по этой же причине даже на глубине 600 м в районе замка свода рамы еще имеется область упругого напряженного состояния ее материала;

– повышенные деформационные характеристики близлежащих породных слоев еще более ограничивают смещения породного контура выработки, в результате чего напряжения σ в раме снижаются на 29...55% и даже при $H = 600$ м большая часть свода рамы находится в упругом состоянии.

Другие варианты распределения прочностных и деформационных характеристик по близлежащим породным слоям подтверждают выявленные тенденции связи параметров σ и Н.

Таким образом, на НДС рамной крепи оказывают существенное влияние как прочностные, так и деформационные характеристики близлежащих породных слоев. Поэтому для обоснованного выбора рамной крепи пластовой выработки необходимо установить уравнения связи σ с основными влияющими геомеханическими параметрами.

Максимум приведенных напряжений в рамной крепи определяется:

$$\sigma_{max} = \sigma_1 - \sigma_3;$$

$$\sigma_{max} = 24{,}6 - 18{,}6 \cdot 10^{-4}\left(0{,}8E_1^{П} + 0{,}2E_1^{K}\right) + \left[0{,}59 - 0{,}37 \cdot 10^{-4}\left(0{,}45E_1^{П} + 0{,}45E_1^{K} + 0{,}1E_2^{K}\right)\right]H, \text{ МПа.}$$

Здесь $E_i^{K,П}$ подставляется в МПа; H – в метрах.

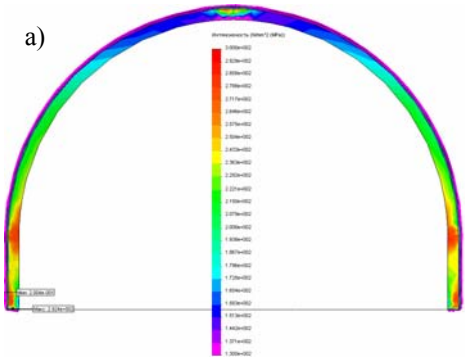


Рис. 3. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи при повышенных прочностных ($\sigma_{сжi}^{K,П} = 20$ МПа) и пониженных ($E_i^{K,П} = 0{,}3 \cdot 10^4$ МПа) деформационных характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – $H = 200$ м; б – $H = 600$ м

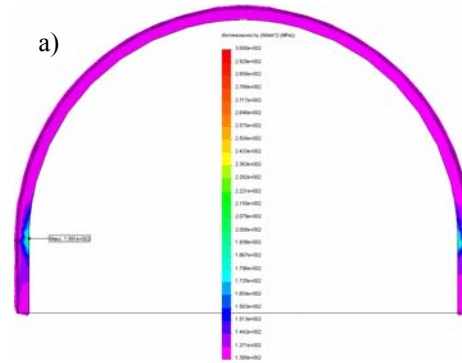


Рис. 4. Эпюры приведенных напряжений σ в рамной крепи при повышенных прочностных ($\sigma_{сжi}^{K,П} = 20$ МПа) и деформационных ($E_i^{K,П} = 1 \cdot 10^4$ МПа) характеристиках всех близлежащих породных слоев: а – $H = 200$ м; б – $H = 600$ м

Уравнение регрессии связи максимумов приведенных напряжений σ_{max} в рамной крепи с геомеханическими параметрами поддержания пластовой выработки получено по данным работы [1]. Это уравнение позволяет оценить состояние рамной крепи в конкретных горно-геологических условиях эксплуатации выработки.

Выводы

Напряженно-деформированное состояние рамной крепи и закономерности его изменения с ростом глубины расположения выработки находится в тесной связи с прочностными и деформационными характеристиками близлежащих породных сло-

ев кровли и почвы, но являются нелинейными, особенно при переходе слоев в предельное и запредельное состояние. Затухание роста функции $\sigma(H)$ обусловлено появлением и увеличением зон пластических деформаций в раме; этот процесс стабильно начинается в нижней части стоек рамы (они изгибаются в полость выработки) и распространяется с ростом H почти на все ее сечения по контуру (за исключением локальных областей допредельного состояния в своде). Образование системы пластических шарниров по контуру рамной крепи способствуют (в ряде случаев) развитию таких ее деформаций, которые исключают возможность дальнейшей эксплуатации выработки.

Список литературы

1. 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. – Днепропетровск: Системные технологии, 2006. – 172 с.

УДК 504.064

© О.А. Улицький, В.Д. Рябічев

ВИЗНАЧЕННЯ ПРІОРИТЕТНИХ ФАКТОРІВ ЕКОЛОГІЧНОГО РИЗИКУ ПІДПРИЄМСТВ ВУГІЛЬНОГО СЕКТОРУ ДЛЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ТА ЗДОРОВ'Я НАСЕЛЕННЯ

Розглянуто фактори екологічного ризику й імовірність їх розвитку для навколишнього середовища і здоров'я населення.

Рассмотрены факторы экологического риска и вероятность их развития для окружающей среды и здоровья населения.

Factors of econogic risk and possibility of their development for the environment and population health are examined.

Загальноприйнятою у світовій практиці мірою небезпеки для навколишнього середовища та життєдіяльності населення, економічної системи суспільства є ризик як можливість шкоди, втрати, збитків; ризик як частота реалізації небезпеки (В. Маршалл). Факторами екологічного ризику вважаються чинники, що провокують або збільшують ймовірність розвитку певних негативних ефектів для навколишнього середовища та здоров'я населення, тому визначення пріоритетних факторів екологічного ризику має бути невід'ємною складовою екологічного управління на вуглевидобувних підприємствах.

Визначення пріоритетних факторів ризику проводилася на основі методики визначення пріоритетних елементів системи техногенної, природної та екологічної безпеки. Оцінка проводилась для таких узагальнених факторів екологічного ризику як викиди в атмосферу, вивітрювання матеріалу з териконів та відвалів, забруднення води, порушення водного режиму, забруднення ґрунтів та порушення земної поверхні відносно їх впливу на стан навколишнього середовища та здоров'я населення. Для кожного фактору був визначений ваговий коефіцієнт (пріоритет фактору), який показує вагу, або внесок кожного фактору екологічного ризику в техногенне навантаження на навколишнє середовище або важливість для здоров'я населення. Вагові коефіцієнти були визначені на основі попарних порівнянь факторів екологічного ризику та оцінки відносної важливості одного фактору над іншим. Для проведення попарних порівнянь елементів використано шкалу відносної важливості Т. Сааті, яка дозволяє оцінити відносну перевагу одного елемента над іншим. Попарні порівняння приводять до формування квадратної матриці, що має властивості оберненої симетрії. Ваговий коефіцієнт фактору i визначався як нормалізована компонента власно-

го вектору матриці за рядком, який відповідає фактору i. Визначення відносної важливості факторів екологічного ризику для навколишнього середовища проводилось з використанням двох підходів: на основі аналізу фізико-географічних, кліматичних, рекреаційних, соціальних характеристик території та впливів підприємств вугільного сектору на навколишнє середовище, та на основі експертних оцінок.

Таблиця 1

МАТРИЦЯ ПОПАРНИХ ПОРІВНЯНЬ ФАКТОРІВ ЕКОЛОГІЧНОГО РИЗИКУ ДЛЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА, ВИЗНАЧЕНИХ НА ОСНОВІ ВИРОБНИЧИХ ТА ЕКОЛОГІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ДІЯЛЬНОСТІ ПІДПРИЄМСТВ

	Викиди в атмосферу	Вивітрювання матеріалу з териконів	Забруднення води	Порушення водного режиму	Забруднення ґрунтів	Порушення земної поверхні	Пріоритет
Викиди в атмосферу	1,000	5,000	1,000	2,000	4,000	4,000	0,312
Вивітрювання матеріалу з териконів	0,500	1,000	0,500	0,500	1,000	0,300	0,078
Забруднення води	1,000	5,000	1,000	1,000	3,000	2,000	0,236
Порушення водного режиму	0,200	5,000	1,000	1,000	3,000	3,000	0,193
Забруднення ґрунтів	0,400	1,000	0,300	0,300	1,000	0,200	0,059
Порушення земної поверхні	0,400	3,000	0,200	0,300	2,000	1,000	0,097

При визначенні відносної важливості факторів екологічного ризику для здоров'я населення використовувались лише експертні оцінки. Проте пріоритезація факторів екологічного ризику, яка базується на загальних показниках діяльності підприємств та експертних оцінках, є лише допоміжним етапом в ідентифікації небезпеки, оскільки такий аналіз показує узагальнені пріоритети на районному рівні. За цим етапом має йти власне оцінка ризиків. Зокрема, схема оцінки ризику для здоров'я населення від несприятливої дії різних чинників навколишнього середовища, наприклад забруднення атмосферного повітря, окрім ідентифікації небезпеки, має включати оцінку експозиції, характеристику небезпеки та характеристику ризику.

На основі аналізу виробничих та екологічних показників підприємств було визначено, що найважливішим фактором екологічного ризику для навколишнього середовища є викиди в атмосферу (ваговий коефіцієнт 0,312). Крім того, пріоритетними є такі фактори як забруднення води та порушення водного режиму (пріоритети 0,236 та 0,193 відповідно). Ваговий коефіцієнт для порушення земної поверхні був визначений у 0,097, що може бути наслідком відсутності повних даних щодо стану

відпрацьованих територій. Найменші значення мають такі фактори як вивітрювання матеріалу з териконів та відвалів та забруднення ґрунтів (0,078 та 0,059 відповідно).

Експертні оцінки пріоритетів факторів для навколишнього середовища в цілому співпадають із наведеними визначеннями, хоча і відрізняються в окремих показниках. Зокрема, найважливішим фактором екологічного ризику відповідно до експертних оцінок, також є викиди в атмосферу (ваговий коефіцієнт 0,300). Ваговий коефіцієнт забруднення води за експертними оцінками становить 0,265, а порушення водного режиму – 0,161. На четвертому місці стоїть порушення земної поверхні, для якого значення вагового коефіцієнту дорівнює 0,132.

Таблиця 2

МАТРИЦЯ ПОПАРНИХ ПОРІВНЯНЬ ФАКТОРІВ ЕКОЛОГІЧНОГО РИЗИКУ ДЛЯ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА, ВИЗНАЧЕНИХ НА ОСНОВІ ЕКСПЕРТНИХ ОЦІНОК

	Викиди в атмосферу	Вивітрювання матеріалу з териконів	Забруднення води	Порушення водного режиму	Забруднення ґрунтів	Порушення земної поверхні	Пріоритет
Викиди в атмосферу	1,000	5,000	1,000	1,000	5,000	5,000	0,300
Вивітрювання матеріалу з териконів	0,500	1,000	0,500	0,500	1,000	0,300	0,078
Забруднення води	1,000	5,000	1,000	2,000	3,000	2,000	0,265
Порушення водного режиму	1,000	5,000	0,200	1,000	3,000	1,000	0,161
Забруднення ґрунтів	0,500	1,000	0,300	0,300	1,000	0,300	0,065
Порушення земної поверхні	0,500	3,000	0,200	1,000	3,000	1,000	0,132

Серед факторів екологічного ризику, що розглядалися, найменше значення для техногенного навантаження мають забруднення ґрунтів (пріоритет 0,065) та вивітрювання матеріалів з териконів та відвалів (0,078). Отже порівняння пріоритетів, отриманих на основі аналізу виробничих та екологічних показників і на основі експертних оцінок, показує, що загальні значення важливості для факторів екологічного ризику збігаються. Найбільшою мірою на стан навколишнього середовища впливають викиди в атмосферу, за ними слідують забруднення води та порушення водного режиму, далі – порушення земної поверхні, вивітрювання матеріалів з териконів та відвалів, на останньому місці стоїть забруднення ґрунтів внаслідок вуглевидобування.

На основі експертних оцінок були визначені також пріоритети факторів екологічного ризику для здоров'я населення. Проте пріоритетизація факторів екологічного ризику для здоров'я населення на основі використаного аналізу є лише допоміжним

етапом ідентифікації небезпеки для здоров'я настелення від діяльності вуглевидобувних підприємств. Власне аналіз ризиків для здоров'я настелення має враховувати біологічну дію шкідливого чинника;· ступінь його розповсюдження;стійкість чинника у часовому просторі; ймовірність виникнення негативних наслідків; розміри груп населення, які в тій чи іншій мірі знаходяться під негативним впливом та ін. В даній роботі на основі експертних оцінок було визначено, що на здоров'я населення найбільшою мірою впливають викиди в атмосферу (пріоритет 0,330). Крім того забруднення води (пріоритет 0,221) та вивітрювання матеріалу з териконів (пріоритет 0,217) також мають суттєвий вплив. Далі слідують забруднення ґрунтів – пріоритет 0,101, порушення земної поверхні – пріоритет 0,071. Найменше значення має порушення водного режиму – пріоритет 0,061.

Таблиця 3

МАТРИЦЯ ПОПАРНИХ ПОРІВНЯНЬ ФАКТОРІВ ЕКОЛОГІЧНОГО РИЗИКУ ДЛЯ ЗДОРОВ'Я НАСЕЛЕННЯ, ВИЗНАЧЕНИХ НА ОСНОВІ ЕКСПЕРТНИХ ОЦІНОК

	Викиди в атмосферу	Вивітрювання матеріалу з териконів	Забруднення води	Порушення водного режиму	Забруднення ґрунтів	Порушення земної поверхні	Пріоритет
Викиди в атмосферу	1,000	2,000	1,000	3,000	3,000	5,000	0,330
Вивітрювання матеріалу з териконів	0,200	1,000	2,000	3,000	2,000	3,000	0,217
Забруднення води	1,000	1,000	1,000	2,000	2,000	2,000	0,221
Порушення водного режиму	0,300	0,300	0,200	1,000	0,200	1,000	0,061
Забруднення ґрунтів	0,300	0,200	0,200	2,000	1,000	3,000	0,101
Порушення земної поверхні	0,500	0,300	0,200	1,000	0,300	1,000	0,071

Порівняння важливості факторів екологічного ризику для навколишнього середовища та здоров'я населення, було показало, що на стан навколишнього середовища та здоров'я населення найбільшою мірою впливають викиди в атмосферу (пріоритет фактору для навколишнього середовища 0,306, для здоров'я населення – 0,330) та забруднення води (пріоритет для навколишнього середовища – 0,251, для здоров'я населення – 0,221). На третьому місці за рівнем впливу на навколишнє середовище стоїть порушення водного режиму (пріоритет 0,177). Для здоров'я населення за рівнем впливу на третьому місці стоїть вивітрювання матеріалу з териконів та відвалів (пріоритет 0,217), в той час як за пріоритетом для навколишнього середо-

вища цей фактор стоїть лише на п'ятому місці. Це можна пояснити суттєвим негативним впливом вуглепородного пилу на органи дихання.

Отже фактором найбільшого ризику для навколишнього середовища та здоров'я населення є забруднення атмосферного повітря. Найбільш вагомими факторами екологічного ризику для навколишнього середовища окрім забруднення атмосферного повітря, є забруднення вод та порушення земної поверхні. Для здоров'я населення найбільш вагомими факторами екологічного ризику окрім забруднення атмосфери, є забруднення вод та вивітрювання матеріалу з териконів та відвалів.

Список літератури

1. Астахов А.С., Малышев Ю.Н., Пучков Л.А. Экология: горное дело и природная среда. – М.: Издательство Академии горных наук, 1999. – 367 с.

2. Башкин В.Н. Экологические риски: расчет, управление, страхование. – М.: Высшая школа, 2007. – 358 с.

3. Демиденко А.О., Улицький О.А., Коломієць Н.В. Оцінка факторів екологічного ризику вуглевидобування: організація діяльності при обмеженому фінансуванні // Матер. IV наук. конф. «Моніторинг навколишнього природного середовища: науково-методичне, нормативне, технічне, програмне забезпечення». – Коктебель, 2009. – С. 40-42.

4. Должиков П.Н., Киященко В.В. О негативном влиянии шахт на жизнь населения в шахтерских поселках // Науковий вісник НГУ. – 2010. – №2. – С. 89-92.

5. Лисиченко Г.В., Забулонов Ю.Л., Хміль Г.А. Природний, техногенний та екологічний ризики: аналіз, оцінка, управління. – К.: Наукова думка, 2008. – 541 с.

6. Нагорний Ю.М., Нагорний В.М., Приходько В.Ф. Геологія вугільних родовищ. – Д.: НГУ, 2005. – 338 с.

УДК 622.831.244

© Т.С. Савельева, В.А. Савельев,
А.П. Дяченко, Т.И. Морозова

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАМЕР И ЦЕЛИКОВ ГИПСОВЫХ РУДНИКОВ

Наведено результати досліджень фізико-механічних властивостей гіпсу і вміщуючих порід. Визначені розміри ціликів і просвітів камер з урахуванням впливу шаруватості порід покрівлі.

Приведены результаты исследований физико-механические свойства гипса и вмещающих пород. Определены размеры целиков и пролетов камер с учетом влияние слоистости пород кровли.

Results of researching physical and mechanical properties of gypsum and enclosing rocks are given. Dimensions of pillars and room distances taking into account influence of roof rock stratification are determined.

В настоящее время подземным способом добывается большое количество строительных материалов: гипса, ракушечника, известняка и др. Длительное время разработку этих месторождений вели без каких-либо научных обоснований, а иногда даже, без проектов оформленных соответствующим образом.

В процессе проектирования реконструкции ряда гипсовых рудников выяснилось, что механические свойства гипса и его упругие характеристики изучены слабо. Способы расчета на прочность целиков и пролетов камер часто не учитывали условиям залегания гипсовых месторождений, что приводило к авариям, связанным с обрушением целиков и вмещающих пород. В связи с этим были проведены исследовательские работы по определению механических свойств гипса и вмещающих пород и расчеты на прочность элементов блока.

Изучение геологического строения Олекминского, Пешеланского и Камско-Устьинского гипсовых месторождений показало, что все месторождения имеют горизонтальное залегание пластов с непосредственным выходом на дневную поверхность.

Мощность пластов гипса составляет от 5 до 9 м. Мощность толщи горных пород над пластом гипса колеблется в пределах от 70 до 90 м.

Непосредственная кровля представлена горизонтальными слоями доломита, мергеля, ангидрита или аргиллита. В почве обычно залегают доломиты. Породы кровли и пласт гипса имеют связь между собой и работают совместно.

Условия залегания гипса в различных месторождениях весьма близки. Разработка этих месторождений ведется одной и той же камерно-столбовой системой, при которой оставляются междукамерные и барьерные целики.

Различие в механических свойствах гипса и вмещающих пород, конечно, имеется. Но во всех случаях породы кровли и гипса достаточно устойчивы для успешного применения камерно-столбовой системы разработки.

Были проведены визуальные наблюдения за устойчивостью кровли камер на рудниках этих месторождений. Анализируя результаты наблюдений, установлено, что отслоение потолочины от основной кровли не происходит. В камерах кровля оказалась устойчивой как при наличии потолочины из гипса, так и без нее. Кровля представлена сплошной средой из слоев пород со связью между собой. Открытых трещин между слоями не наблюдается.

Для обоснования параметров камер были исследованы механические свойства пород этих месторождений.

Определение физико-механических свойств гипса и вмещающих пород производили по методике приведенной в работе [1].

Исследования пород Олекминского месторождения производили в подземных условиях зоны вечной мерзлоты.

Отбор проб производили из ненарушенного взрывными работами массива.

Керны разделывали на куски, предназначенные для изготовления образцов. Подготовку кернов к испытаниям производили в одной из камер, оборудованной под лабораторию. Температура окружающей среды была постоянной и составляла минус 3 °С.

Изготовление образцов производили вручную. Торцевые поверхности шлифовались так, чтобы отклонение от параллельности было не более 0,05 мм [2]. Размеры и форма, образцов приняты согласно международному стандарту по определению прочности горных пород.

Определение разрушающего напряжения на сжатие производили на прессе марки КЭФ. Определение прочности на растяжение производили на той же аппаратуре, что и на сжатие, только в этом случае был применен метод раздавливания по образующей (Бразильский метод).

Для определения модуля пропорциональности напряжений и деформаций и коэффициента Пуассона использовались цилиндрические образцы гипса и аргиллита. Для измерения продольных и поперечных деформаций образцов породы при сжатии применялся прибор типа УЦМИ и индикаторы часового типа.

Перед проведением опыта образец устанавливали на прессе и несколько раз нагружали до 50-60% от разрушающей нагрузки. Это обеспечивало стабильность дальнейших измерений, так как улучшало контакт образца с плитами пресса. Деформации образца фиксировали как при его нагружении, так и при разгрузке. Измерение деформации начинали при нагрузке, равной 15-20% разрушающей.

Кроме определения механических свойств гипса в мерзлом состоянии эти свойства были определены после оттаивания и пребывания образцов при положительной температуре в течение трех дней и 5 месяцев. Результаты оказались неожиданными. После оттаивания и просушки в течение трех дней прочностные свойства гипса почти не изменились по сравнению с мерзлым состоянием. Произошло лишь незначительное упрочнение. Через пять месяцев прочность возросла более чем в два раза.

Это позволяет сделать предварительные вывода о том, что горные работы можно вести при положительной температуре воздуха в выработках, т.к. нагнетание в выработки нагретого воздуха не окажет отрицательного влияния на прочностные свойства гипса.

При определении механических свойств гипса и вмещающих пород Камско-Устьинского и Пешеланского месторождений гипса использовали керны из специально пробуренных скважин. Для суждения о свойствах пород в целом по месторождению отбор производили в различных участках месторождений.

Как при отборе проб, так и при изготовлении образцов выяснилось, что гипс этих месторождений обладает большой однородностью и легко обрабатывается, что облегчает точное изготовление образцов различных размеров и форм. Применялись образцы цилиндрической формы диаметром 55 мм и высотой 110 мм. Так как отношение размеров образца не равно единице, производили перерасчет прочностных характеристик пород.

Для определения механических свойств пород этих месторождений использовалась та же методика, что и для Олекминского месторождения. Для определении упругих постоянных гипса и вмещающих пород (модуль упругости, коэффициент Пуассона) использован метод, основанный на сжатие образца между плитами пресса с измерением продольных и поперечных деформаций. Измерение деформаций производили тензометрическим методом. Для определения упругих постоянных на боковую поверхность образца с двух сторон наклеивали тензодатчики сопротивления. Деформации образца определяли по изменению сопротивления тензодатчиков, подключенных к тензометрической станции.

Обязательным условием для определения упругих постоянных являлась точность обработки торцов образца и их строгая параллельность. Отклонения допускались не более 0,05 мм.

После установки образца на плиты прессов и его центровки производили плавное нагружение с остановками для снятия отсчетов. Максимальное усилие последней ступени нагрузки не превышало 40-50% от разрушающего напряжения на сжатие. Обработку результатов производили согласно методике [1].

Средние значения механических свойств и упругих характеристик для Олекминского, Камско-Устьинского и Пешеланского месторождений сведены в таблицу 1.

Оценку достоверности результатов экспериментальных исследований по определению разрушающих напряжений на сжатие и растяжение производили методом Монте-Карло [3]. В результате расчетов уровень доверия составил 0,81-0,99. Это говорит о том, что количество опытов, принятое при определении физико-механических свойств горных пород, достаточно, чтобы результаты исследований считать достоверными.

Результаты испытаний показали, что гипс можно считать упругим телом, т.к. при напряжениях до 5-6 МПа, т.е. 40-50% от разрушающей нагрузки, зависимость между напряжениями и деформациями линейная. Поэтому для расчетов на прочность камер и целиков могут применяться законы теории упругости.

В настоящей работе для определения основных параметров камерно-столбовой системы разработки для гипсовых рудников использован приближенный метод тео-

рии упругости – метод конечных элементов [4, 5].

Задача рассматривалась для нескольких вариантов с различной шириной камер.

Таблица 1

ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И УПРУГИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ГИПСА И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Месторождение	Порода	Разрушающее напряжение на сжатие, 10^5 Па	Разрушающие напряжения на растяжение, 10^5 Па	Модуль упругости E, 10^4МПа	Коэффициент Пуассона
Олекминское	Гипс Аргиллит	110 37,5	13 2,6	3,8 1,1	0,27 0,3
Пешеланское	Гипс Ангидрид	130 784	14 42,6	4,4 4,2	0,27 0,39
Камско-Устьинское	Гипс Мергель	221 612	22 32	6,0 3,8	0,26 0,25

Данные о растягивающих напряжениях в центре пролета камер для всех расчетных схем приведены в табл. 2, данные о напряжениях в целиках приведены в табл. 3.

Таблица 2

НАПРЯЖЕНИЯ В КРОВЛЕ КАМЕР ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ РАЗМЕРОВ КОНСТРУКЦИЙ

Месторождение	Высота камер, м	Ширина целиков, м	Пролет камер, м	Растягивающие напряжения в кровле камер, 10^5 Па	Разрушающие напряжения на растяжение, 10^5 Па	Запас прочности в кровле камер	Толщина потолочины, м
Пешеланское	5 6	4 4	8 10	3,8 2,3	14,0 42,0	3,7 18,1	1 -
Олекминское	6 7 7 6	6 4 5 5	6 8 12 12	2,2 4,5 5,9 8,9	13,0 13,0 13,0 13,0	5,9 2,9 2,1 1,5	2 1 1 2
Камско-Устьинское	4 4	8 8	14 16	7,5 8,8	22,0 22,0	2,9 2,5	1 1

На основании этих данных произведен выбор пролетов камер и ширины целиков для каждого месторождения, соответствующих условиям прочности.

Приняты следующие параметры элементов блоков.

Пешеланское месторождение: пролет камер 8 м, ширина целиков 4 м, толщина потолочины 1 м.

Ввиду того, что основная кровля представлена ангидридом или доломитом, у которых разрушающее напряжение на растяжение значительно выше, чем у гипса, отработку камер рекомендуется вести без потолочин из гипса.

Олекминское месторождение: ширина камер 8 м, ширина целиков 4 м, в кровле потолочина из гипса 1 м.

Камско-Устьинское месторождение: ширина камер 14 м, ширина целиков 8 м. В кровле камер потолочина из гипса толщиной 1 м.

Исследования напряженного состояния пород вокруг камер позволили определить размеры камер с учетом влияние пластов доломита, мергеля, ангидрита или аргиллита в кровле, оценить напряжение в защитной толще гипса, которую оставляют в кровле камер.

Таблица 3

НАПРЯЖЕНИЯ В ЦЕЛИКАХ
ДЛЯ РАЗЛИЧНЫХ РАЗМЕРОВ КОНСТРУКЦИЙ

Месторождение	Высота камер, м	Ширина целиков, м	Пролет камер, м	Напряжение в целике, 10^5 Па	Разрушающее напряжение на сжатие для гипса, 10^5 Па	Запас прочности в целиках
Пешеланское	5	4	8	48,0	130	2,7
	6	4	10	56,0	130	2,3
Олекминское	6	6	6	31,0	110	3,5
	7	4	8	44,0	110	2,5
	7	5	12	54,0	110	2,0
Камско-Устьинское	4	8	14	51,4	221	4,2
	4	8	16	59,6	221	3,7

В результате проведенных исследований было установлено, что механические свойства гипса рассмотренных месторождений близки.

Для условий Олекминского месторождения сделаны выводы о том, что нагнетание в выработки нагретого воздуха не окажет отрицательного влияния на прочностные свойства гипса, что важно для ведения горных работ в зоне вечной мерзлоты.

В условиях Пешеланского рудника ввиду того, что основная кровля представлена ангидридом или доломитом, у которых разрушающее напряжение на растяжение значительно выше, чем у гипса, отработку камер возможно проводить не оставляя в кровле камер потолочин из гипса.

Установлено, что гипс при нагрузках до 40-50% от разрушающей ведет себя как упругая среда, это позволило применить метод теории упругости для расчета на прочность различных элементов блока.

На основании исследований напряженного состояния целиков и кровли камер рекомендованы основные параметры, отвечающие условиям прочности для гипсовых рудников.

Разработанные рекомендации использованы при составлении проектов реконструкции Олекминского, Камско-Устьинского и Пешеланского гипсовых рудников.

Список литературы

1. Ильницкая Е.И., Тедер Р.Н., Ватолин Е.С, Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. – М.: Недра, 1969. – 392 с.

2. Барон Л.И., Логунцов В.М., Нозин Е.З. Определение свойств горных пород. М.: Госгортехиздат, 1962. – 331 с.

3. Вентцель Е.С. Исследование операций. Изд. Советское радио. – 1972. – 306 с.

4. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L. Finite Element Method: Volume 1 – The Basis. Butterworth Heinemann. London, 2000. – 712 p.

5. Zienkiewicz O.C., Taylor R.L. Finite Element Method: Volume 2. – Solid Mechanics. Butterworth Heinemann. London, 2000. – 480 p.

УДК 622. 112.4: 622.013.362

© А.М. Кузьменко, А.А. Козлов,
А.В. Хейло

ВЛИЯНИЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В ВЫЕМОЧНОМ ПОЛЕ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРУЕМОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНОГО МАССИВА В ЗОНЕ ВЕДЕНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Розглянуто наслідки взаємного впливу розвитку очисних робіт і зони опорного тиску конвеєрного ходка на деформацію гірського масиву на сполученні з відкаточним штреком при наближенні лави, та заходи із запобігання обрушення порід.

Рассмотрены результати взаимного влияния развития очистных работ и зоны опорного давления конвейерного ходка на деформацию горного массива на сопряжении с откаточным штреком при приближении лавы и мероприятия по предупреждению обрушения пород.

Results of mutual influence of stoping development and abutment pressure zone of a conveyor footway on a rock massif deformation at on abutment with a haulage drift and with longwall approach are considered and rocks cowings prevention methods are considered as well.

Введение

На шахтах Донбасса большинство лав, оборудованных очистными механизированными комплексами нового технического уровня, работают на тонких пластах в сложных условиях. Эти комплексы имеют большой ресурс, и эффективность их применения зависит от размеров выемочного столба и технологичности подготовленности запасов. В условиях, когда размеры выемочных полей принимались в условиях работы устаревших средств механизации, затраты на приобретение комплексов при частом выполнении монтажно-демонтажных работ становятся не оправданными. Из-за несоответствия горно-геологических условий техническим требованиям данного класса механизмов снижается коэффициент использования выемочных машин, теряется рабочее время, простаивает горное оборудование. Достигнуть высоких результатов сложно, поскольку запасы угля не соответствуют технологии, которая предусмотрена для механизированных комплексов.

В горно-геологических условиях Донбасса эффективное применение интенсификации технологии очистной выемки сдерживается природными и техногенными образованиями структур вмещающих пород. Возникает вопрос в том, в какой мере

запасы угольного пласта пригодны к отработке высокопроизводительными механизированными комплексами и отвечают по степени готовности к очистной выемке.

Использование полного ресурса очистного механизированного комплекса требует увеличения размеров выемочных полей, что неизбежно приводит, в отдельных случаях, к пересечению ранее пройденных подготовительных горных выработок или проведения новых секущих выработок для проветривания и безопасности ведения горных работ. Эффективная работа очистных механизированных комплексов достигается при больших размерах выемочных полей (длина лавы до 300-350 м и длина выемочного столба до 3000 м и более).

Проблема

Вопросы подготовленности запасов к очистной выемке включают целый комплекс горных работ. К ним относятся проведение выемочных штреков, разрезной печи и монтажной камеры, монтаж оборудования и транспортных средств до комплектации оборудования на выемочном участке и квалифицированных кадров. Это важные составные части общей системы функционирования очистного забоя. Однако для обеспечения высоких нагрузок на лаву необходимо учитывать состояние массива горных пород, его свойства и процесс формирования нагрузок на крепь очистного забоя и выемочных выработок. Возможность обрушаться непосредственной кровли при обнажении, склонность пластов к геодинамическим явлениям и угля к самовозгоранию.

Наличие горных выработок на пути движения очистного забоя является одним из техногенных образований. Переход очистными работами горной выработки требует дополнительных затрат и создает трудности, но при этом не теряется работа по пласту и комплекс не подвергается демонтажно-монтажным работам. Это важно для сохранения работоспособности высокопроизводительного оборудования.

Решение технической задачи по переходу очистными работами 2-й северной лавы флангового конвейерного ходка уклона №1 возникла при разработке угольного пласта на шахте «Краснолиманская».

В пределах выемочного поля пласт имеет мощность 0,99-1,26 м, залегая под углом падения до 10^{o} на глубине ведения горных работ 520 м. Вмещающие породы представлены толщей чередующихся слоев песчаника, алевролита и аргиллита, вмещающих угольные пласты, прослои и известняки. Преобладающими породами в свите являются песчаники, которые составляют 51%.

Длина выемочного столба составляла 2700 м, длина лавы – 250 м. Лава оборудована очистным механизированным комплексом типа ДМ, в состав которого входил очистной комбайн УКД-200 и забойный конвейер СП-301М/90УЗ.

Система разработки – столбовая, по простиранию пласта. При ранее принятой подготовке запасов в шахтном поле был пройден фланговый конвейерный ходок уклона №1. Он предназначался для ведения аварийно-спасательных работ (АСР) и делил уклонную часть шахтного поля на части. Ходок имеет арочную форму и сечение 21,0 $м^2$. Проводился смешенным забоем по падению пласта комбайном КСП-32. Породы кровли не присекались. С течением времени после осадки сечение в свету составило 17,8 $м^2$ при ширине 5,25 м и высоте 3,67 м. Направление проведения

флангового конвейерного ходка, «диагональное», принято параллельно ранее пройденному фланговому ходку до 1 северного конвейерного штрека.

Постановка задачи

Исходными данными для расчета напряженно-деформированного состояния (НДС) вмещающих пород принят стратиграфический разрез и физико-механические свойства угольных пластов и литологических разностей по данным разведочной скважины №4888.

Кровля угольного пласта m_4^2 на сопряжении с откаточным штреком и конвейерным ходком представлена литологическими разностями в следующей последовательности: известняком мощностью 1,5 м. Под ним залегает глинистый сланец мощностью 5 м, а затем песчанистый сланец мощностью 6 м. В почве пласта залегают: глинистый сланец мощностью 6 м, песчанистый сланец мощностью 5 м глинистый сланец мощностью 5 м. Глубина заложения конвейерного ходка составила 529 м.

Откаточный штрек 2-й северной лавы имеет арочную форму и закреплен металлическим спецпрофилем СВП-27, шаг установки крепи 1,0 м.

Для решения поставленных задач использован метод математического моделирования, в основу которого положены теоретические разработки, изложенные в работе [1]. Геомеханическая модель учитывает особенности сдвижения горного массива с его послойним делением и участие каждого слоя в формировании нагрузок на крепь горных выработок при подземной разработке угольных месторождений. Здесь учитывается послойный изгиб пород с расслоением и образование полостей, подвижки отдельных фрагментов слоев относительно друг друга.

В расчетной схеме представлено сопряжении откаточного штрека с фланговым конвейерный ходок уклона №1, расположенных друг относительно друга под углом 85^0. Зависание массы пород кровли у границы массива зависит от пролетов сопрягающихся выработок и угла сопряжения (рис. 1).

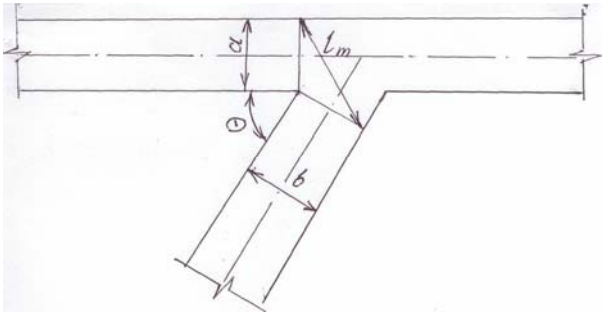


Рис.1. Расчетная схема к определению предельного пролета на сопряжении откаточного штрека и конвейерного ходка

Величина расчетного предельного пролета (l_m) и плотности пород (γ) определяется из выражения

$$lm = \gamma a \cos\left(\vartheta \frac{a}{2b}\right) + b \cos\left(\theta \frac{b}{2a}\right),$$

где a и b – соответственно ширина откаточного штрека и конвейерного ходка, м;

θ – угол встречи откаточного штрека и конвейерного ходка, град;

$$\gamma = \left(1 + 0{,}6 \sin\left(\frac{\theta}{2}\right)\right).$$

Результаты исследования

При переходе ходка очистными работами сопряжение откаточного штрека было подвергнуто горному давлению и деформировано. По этой причине в расчетной схеме учтена степень деформации ходка за 200 суток после окончания проходки.

Анализ результатов расчета показывает, что за этот период времени опускание кровли ходка над серединой сопряжения с откаточным штреком не превышает 120 мм при непосредственной кровле, представленной известняком мощностью 1,5 м. Зона опорного давления имеет ширину примерно 8 м и максимальное значение нормальной нагрузки составляет примерно 34 МПа. Выработки находятся в нормальном эксплуатационном состоянии.

На сопряжении почва, представленная породами глинистого сланца мощностью 2,7 м, в заданных условиях расслаивается на пачки мощностью от 0,5 м до 0,9 м. Максимальная величина поднятия почвы достигает 350 мм и при этом в верхней пачке над серединой выработки возникают вертикальные трещины глубиной до 1899 мм.

Вне зоны влияния смежной выработки (не на сопряжении) максимальное опускание кровли не превышает 80 мм. Максимальная величина опорного давления здесь меньше и не превышает 27 МПа. Ширина опорной зоны уменьшилась незначительно с 8,5 м до 8,1 м. В этих условиях почва расслоилась на три пачки мощностью от 0,6 м до 1,4 м. Максимальное поднятие почвы уменьшилось до 240 мм, глубина распространения трещин над серединой выработки распространяется на глубину до 1500 мм.

Для случая, когда сбойка находилась вне зоны влияния очистных работ, сделан расчет слоя породы кровли в самой сбойке и непосредственной кровли, представленной известняком, над очистным забоем. Результаты расчета представлены на рис. 2.

Анализируя график, приведенный на рис. 2, нужно отметить, что вне зоны влияния очистных работ опускание кровли над ходком не превышает 80 мм, а на расстоянии 5 м от забоя у границы призабойного пространства не превышает 300 мм.

При сокращении расстояния между очистным забоем и конвейерным ходком их опорные зоны накладываются друг на друга. Характер распределения нормальных нагрузок меняется на сопряжении выработок. Происходит наложение нормальных нагрузок от конвейерного ходка и очистного забоя. В зоне влияния опорного давления на сопряжении сбойки с откаточным штреком максимальные опускания кровли сбойки увеличились в 2 раза. Заметно увеличились поднятия почвы. На сопряжении выработок поднятия почвы достигают 410 мм, а глубина разрушения пород над се-

рединой конвейерного ходка достигает практически 3 м (вертикальная трещина). Вне сопряжения поднятия почвы составляют 390 мм. При уменьшении ширины целика, разделяющего ходок и очистной забой, нормальная нагрузка на этот целик будет увеличиваться до 60 МПа. При прочности пород на вдавливание 12 МПа глубина погружения целика составит примерно 75 мм. Это вызовет смещение стенок ходка и увеличение поднятия почвы до 500 мм.

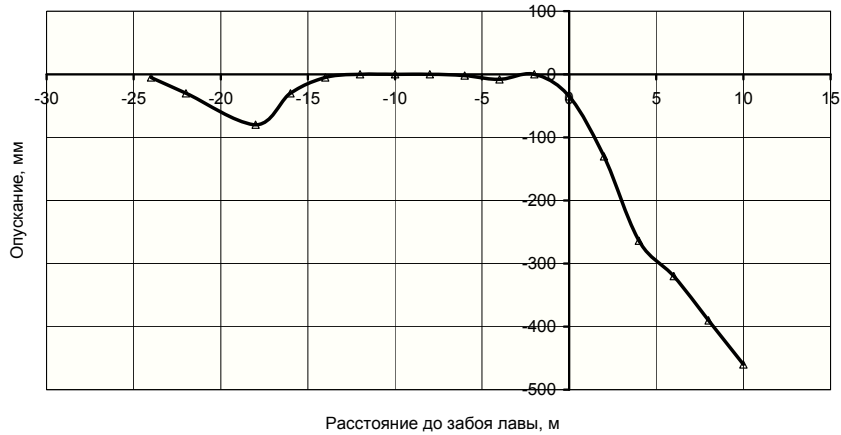


Рис. 2. График опусканий кровли над конвейерным ходком и над очистным забоем

Из анализа полученных результатов математического моделирования следует, что при приближении линии очистного забоя к сопряжению откаточного штрека и конвейерного ходка опускание пород кровли увеличивается в 1,5 раза, а поднятие почвы выработки в 1,7 раза. Глубина развития трещины на средине выработки увеличивается от 1,26 до 2,0 раз.

Учитывая то обстоятельство, что угол сопряжения выработок может изменяться до 30º, необходимо установить степень влияния данного угла на напряженно-деформированное состояние вмещающих пород. В расчетах угол сопряжения выработок изменялся от 60 до 90º. Из анализа полученных данных можно констатировать, что с уменьшением угла сопряжения снижается максимальная нагрузка в опорной зоне и в выработанном пространстве. При уменьшении угла сопряжения с 90 до 70º максимальная нагрузка и ширины опорной зоны снижается до 20%. Это способствует улучшению условия поддержания выработки со стороны острого угла, и, наоборот, со стороны тупого угла появляется трещинообразование, что может привести к вывалам пород.

При приближении очистного забоя к конвейерному ходку максимальные опускания непосредственной кровли достигнет 530 мм у границы выработанного пространства. При вынимаемой мощности пласта 1,26 м минимальная высота комплекса

должна быть не менее 770 мм. Если вблизи места передвижки комплекса со стороны падения будет находиться целик шириной 1,5-2,0 м, то опускание непосредственной кровли уменьшится с 400 мм до 320 мм, а у границы выработанного пространства уменьшится с 530 мм до 470 мм. Следовательно, для безопасного ведения горных работ и уменьшения посадки комплекса «на жестко» переход конвейерного ходка следует осуществлять под углом к очистному забою.

Для предотвращения вывалообразования в зоне наложения динамической зоны опорного давления лавы и стационарного опорного давления конвейерного ходка предусматривалось замена крепи флангового конвейерного ходока с арочной металлокрепи КМП-А3-18,3 на смешанную крепь, состоящую из металлического верхняка СВП-27 и деревянных стоек ∅180-200 мм. Дополнительно устанавливать усиливающую полимерно-анкерную крепь, и усиливающие деревянные стойки.

В обе стороны от места перекрепления на расстоянии 5 м, под брус и на брус, устанавливалось не менее 2 стоек. Стойки устанавливаются вертикально комлем вверх. Длина для каждой стойки определяется индивидуально в месте ее установки. Стойки с рамами крепи тщательно расклинивались и расшивались между собой распилами. По мере перекрепления, стойки переносились.

Выводы

В зоне влияния опорного давления на сопряжении сбойки с откаточным штреком максимальные опускания кровли сбойки увеличились в 2 раза.

При приближении линии очистного забоя к сопряжению откаточного штрека и конвейерного ходка опускание пород кровли увеличивается в 1,5 раза, а поднятие почвы выработки в 1,7 раза. Глубина развития трещины на средине выработки увеличивается от 1,26 до 2,0 раз.

При уменьшении угла сопряжения с 90 до 70º максимальная нагрузка и ширины опорной зоны снижается до 20%. Это способствует улучшению условия поддержания выработки со стороны острого угла, и, наоборот, со стороны тупого угла появляется трещинообразование, что может привести к вывалам пород.

Необходимо заблаговременно производить перекрепление горной выработки, которая находится на пути подвигания лавы, и делать ее форму удобной для вхождения очистного механизированного комплекса.

Список литературы

1. Савостьянов А.В., Клочков В.Г. Управление состоянием массива горных пород. – К.: УМК ВО, 1992. – 276 с.

УДК 621.85.052.(088.8)

© Е.А. Коровяка, П.А. Дьячков,
Т.В. Осипова, Л.А. Токарь

ОБЛАСТЬ ЭФФЕКТИВНОГО ПРИМЕНЕНИЯ ТРУБЧАТЫХ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Розглянуті сучасні трубчасті конвеєри, їх конструктивні можливості щодо застосування у дільничних та магістральних конвеєрних виробках зі складним профілем траси. Також дані рекомендації щодо використання їх на шахтах Західного Донбасу.

Рассмотрены современные и трубчатые конвейеры, их конструктивные возможности относительно применения в участковых и магистральных конвейерных выработках со сложным профилем трассы. Также даны рекомендации относительно использования их на шахтах Западного Донбасса.

In the article the considered modern tubular conveyers, their structural possibilities in relation to application in the district and main conveyer making with the difficult of route. And also these recommendations in relation to the use them on the mines of Western Donbass.

В масштабах отрасли и региона современная шахта рассматривается как развивающаяся система – упорядоченная совокупность объектов, функционирование которых во времени и пространстве реализует подземный способ добычи угля и ориентировано на перспективу. Как реальная динамическая система шахта проходит полный жизненный цикл, то есть этапы проектирования, строительства, эксплуатации, реконструкции и закрытия (консервации, ликвидации). Проектные решения шахты, ориентированные на перспективу, должны предусматривать устойчивость к старению, соответствовать действительности и требованиям будущего.

Воспроизводство выбывающих объектов угольной промышленности требует планомерного строительства новых, расширения, реконструкции и технического перевооружения существующих предприятий. Одним из вариантов реконструкции горных предприятий является объединение полей (горных отводов) нескольких шахт путем создания единой схемы капитальных и подготовительных выработок с использованием действующих основных производственных фондов (очистные забои, транспортное, проходческое и очистное оборудование, подъездные дороги, линии электропередач и связи и др.).

В настоящее время большинство шахт Западного Донбасса дорабатывают ранее разведанные запасы угля, поэтому для продления жизненного цикла осуществляются объединение шахт или прирезка дополнительных запасов, расположенных за

сбросами, т.е. за пределами действующих шахтных полей в слаборазведанных участках месторождения с мелкоамплитудными нарушениями. В подобных ситуациях усугубляются проблемы внутришахтного транспорта, поскольку увеличиваются число конвейеров в цепи основного грузопотока, длины маршрутов вспомогательного транспорта и, как следствие, энергозатраты на транспортировку угля, материалов и оборудования.

С удалением горных работ к границам шахтных полей значительно снижается надежность технологических схем транспорта угля по участковым и магистральным конвейерным линиям. При сплошной конвейеризации основного грузопотока выход из строя одного из цепи конвейеров приводит к остановке всей линии и очистного забоя. Более того, в процессе технической диагностики было выявлено несоответствие паспортным данным характеристик узлов шахтных конвейеров (мощность двигателя, типы привода, редуктора, турбомуфт, тип и место установки натяжной станции), которые вызывают износ конвейерных лент, роликов, что в итоге повышает энергозатраты на транспортировку угля и его себестоимость.

В горно-геологических условиях залегания тонких пластов Западного Донбасса эффективная работа конвейерных линий в участковых выработках снижается также из-за активного пучения почвы. В подобных условиях эксплуатации широкое распространение получили конвейеры с канатным ставом, закрепляемые к верхнякам арочной крепи выработки. Недостатком данных типов конвейеров, является сложность центрирования ленты, которое основано на регулировании шарнирных роликоопор в вертикальной и горизонтальной плоскости.

Область эффективного применения ленточных конвейеров, установленных в наклонных выработках, ограничивается углом наклона выработки, с увеличением которого возникают силы сопротивления движению груза, вызывающие скатывание транспортируемого материала в обратную сторону к направлению грузопотока. Для повышения эффективности работы конвейеров в наклонных выработках необходимо уменьшить скатывание груза. Достигается это путем применения гофрированной и рифленой ленты, создания боковых распорных сил, вызывающих повышение нормального давления груза на ленту и тем самым увеличение сил сцепления перемещенного груза с лентой, применением трубчатых ленточных конвейеров (ТЛК).

За рубежом трубчатые ленточные конвейеры нашли широкое применение для перемещения сыпучих, мелко- и среднекусковых материалов, таких как уголь, мел, известняк, пустая порода, горячий цементный клинкер, хвосты обогащения и др. Он позволяет обеспечивать повышенный угол транспортирования, снизить требования к рельефу поверхности. Основной конструктивной особенностью ТЛК является то, что на линейной части конвейера лента свернута в трубу, а в зоне погрузки и разгрузки лента имеет обычную геометрию (рис. 1).

Наиболее широкое распространение получили трубчатые конвейеры немецкой фирмы Koch Pipe Conveyor. Эти конвейеры отличаются простотой конструкции, не требуют специальной ленты. Трубчатая форма поперечного сечения ленты поддерживается с помощью 6-и гранных роликоопор. Края ленты наложены друг на друга внахлестку. Загрузка ТЛК производится аналогично обычному ленточному конвейеру у концевого барабана на участке перехода ленты из плоского состояния в трубча-

тое. Разгрузка у приводного барабана. На сбегающей ветви лента также имеет трубчатую форму.

Рис. 1. Трубчатый ленточный конвейер

Грузонесущая трубчатая часть перемещается по основанию – роликоопорам из обычных роликов, расположенных в виде многогранника. Конвейеры, как правило, оснащены плоской лентой, которая огибает приводной и концевой барабаны, а затем с помощью роликоопор специальной формы принимает трубчатую форму (рис. 2).

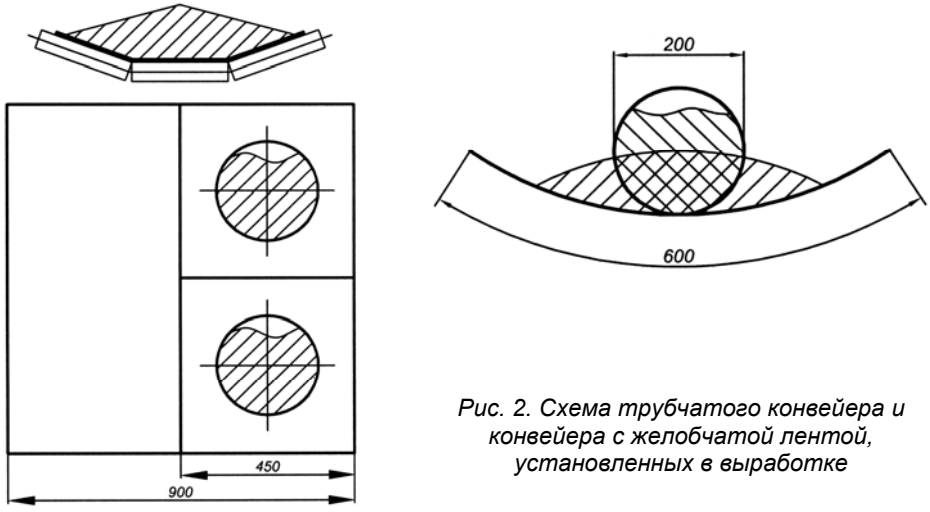


Рис. 2. Схема трубчатого конвейера и конвейера с желобчатой лентой, установленных в выработке

Трубчатый ленточный конвейер, сохраняя все преимущества обычного ленточного, значительно превосходит его по возможности изменения радиуса изгиба става в горизонтальной и вертикальной плоскости, а также обеспечивает процесс транспортирования материалов без контакта с рудничной атмосферой. В ТЛК увеличение

давления между грузом и лентой основано на том, что непрерывно подаваемый на плоскую часть ленты груз увлекается ею, и обжимается при сворачивании ленты в трубу.

Однако, имеющиеся сведения о теоретических и экспериментальных исследованиях трубчатых ленточных конвейеров в мировой практике не содержат достаточно информации определения основных параметров процесса транспортирования, параметров устойчивости движения материала на конвейерной ленте, взаимосвязи скорости движения ленты с углом транспортирования и частотой вибрации ленты при перемещении по трассе.

Задачей данной работы на первом этапе исследований является создание математической модели, описывающей взаимосвязь определяющих параметров движения груза с конвейерной лентой в двухконтурном режиме работы.

Для многих динамических систем, (в том числе систем связанных с перемещением груза с использованием конвейеров) содержащих силы сопротивления, под установившимся движением понимают движение, обусловленное действующими на систему внешними и внутренними силами, которые в свою очередь не зависят от начальных условий [1-3]. Процесс формирования установившегося движения связан с дискретными процессами перехода от одного состояния в другое и обычно являющимися затухающими колебательными или затухающими апериодическими процессами. В общем виде процесс движения груза совместно с конвейерной лентой является комплексным, включающим элементы переходного (пуск и остановка, сброс и увеличение внешней нагрузки) и установившегося движения.

Полное математическое описание модели соответствует решению двух колебательных систем с двумя степенями свободы, приведенные дифференциальные уравнения которых имеют вид, для первого контура:

$$\begin{cases} \ddot{x}_1 + 2n\dot{x}_1 + k^2 x_1 = h(t); \\ \ddot{y}_1 + 2n\dot{y}_1 + k^2 y_1 = h(t). \end{cases} \tag{1}$$

и для второго контура:

$$\begin{cases} \ddot{x}_2 + 2\beta\dot{x}_2 + k^2 x_2 = \varphi(t); \\ \ddot{y}_1 + 2\beta\dot{y}_1 + k^2 y_2 = \varphi(t). \end{cases} \tag{2}$$

При следующих начальных условиях:

$$\begin{cases} x_1(0) = x_0,\ \dot{x}_1(0) = \dot{x}_0 \\ y_1(0) = y_0,\ \dot{y}_1(0) = \dot{y}_0 \end{cases} \quad \begin{cases} x_2(0) = x_0,\ \dot{x}_2(0) = \dot{x}_0 \\ y_2(0) = y_0,\ \dot{y}_2(0) = \dot{y}_0 \end{cases} \tag{3}$$

где $h(t)$ и $\varphi(t)$ – многозначные функции, описывающие внешнее воздействие на исследуемую систему;

$x_1; x_2; \dot{x}_1; \dot{x}_2; \ddot{x}_1; \ddot{x}_2; y_1; y_2; \dot{y}_1; \dot{y}_2; \ddot{y}_1; \ddot{y}_2$ – соответственно координаты движения, скорости и ускорения первого и второго контуров;

n и β – коэффициенты, учитывающие сопротивление движению;

k – круговая частота.

В виду сложности совместного решения систем (1) и (2), математическое описание осуществлялось поэтапно. На первом этапе описывалось движение частиц груза с использованием первого контура, то есть движение по конвейерной ленте, учитывающей частоту колебаний ленты от роликов и угол наклона ленты к горизонту. На втором этапе решение системы уравнений (2) подставлялось в первое и считалось, что координаты $X = x_1 \pm x_2$, соответственно скорости $\dot{X} = \dot{x}_1 \pm \dot{x}_2$ у ускорения $\ddot{X} = \ddot{x}_1 \pm \ddot{x}_2$ являлись комплексными и определялись суперпозицией двух движений первого и второго контура.

Для осуществления решения математического описания движения частиц с использованием первого контура рассмотрим относительное движение плоского тела по плоскости, наклоненной к горизонту под углом α и совершающего поступательные колебания по эллиптическим траекториям, получающимся в результате сложения колебаний в двух произвольных взаимно перпендикулярных направлениях, лежащих в вертикальной плоскости перпендикулярной направлению конвейерной ленте.

Известно [2], что в процессе перемещения горной массы гибким тяговым органом ее частицы испытывают влияние колебания ленты, которая перемещает их во взаимно перпендикулярных направлениях (рис. 3).

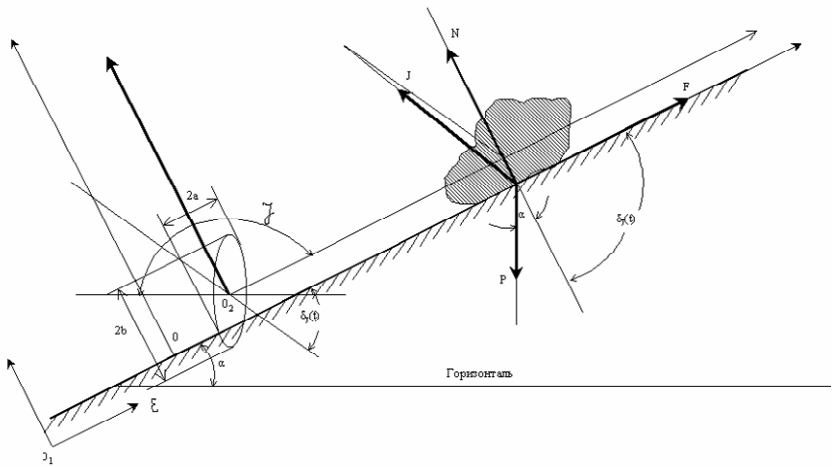


Рис. 3. Расчетная схема совместного движения тягового трубчатого органа и груза

При произвольном выборе неподвижной системы осей координат $\xi 0\eta$ перемещение $\overline{\zeta}$ и $\overline{\eta}$ точек плоскости вдоль этих осей можно представить в виде:

$$\overline{\zeta} = \alpha \cdot sin(\omega \cdot t + \varepsilon),\ \overline{\eta} = b \cdot sin\,\omega \cdot t\,, \tag{4}$$

где α и b – амплитуды составляющих координат;

ω – круговая частота;

ε – сдвиг фаз между составляющими.

Уравнение эллиптической траектории произвольной точки А плоскости в указанном движении местных неподвижных осях (координатах Эйлера) $\overline{\zeta} 0_2 \overline{\eta}$ получаются путем исключения времени t из уравнения (4):

$$\left(\frac{\overline{\xi}}{a}\right)^2 + \left(\frac{\overline{\eta}}{b}\right)^2 - 2 \cdot \frac{\overline{\xi}}{a} \cdot \frac{\overline{\eta}}{b} \cdot cos\,\varepsilon = sin^2\,\varepsilon\,. \tag{5}$$

При $\varepsilon = \pi / 2$ уравнение (5) преобразуется в уравнение кривых колебаний, при $\varepsilon = 0$ получается случай прямолинейных гармонических колебаний плоскости под углом β и с амплитудой А (при $\alpha = A \cdot cos\,\beta,\ b = A \cdot sin\,\beta$).

Введем подвижные оси координат $x0y$ (Лагранжевые координаты), жестко связанные с колеблющейся плоскостью и параллельны неподвижным осям $\xi 01\eta$ и $\xi 02\eta$.

Тогда следуя результатам работы [2], уравнение относительного движения частицы массы m в проекциях на оси $x0y$ будут иметь вид:

$$\begin{cases} m \cdot \ddot{x} = m \cdot a \cdot \omega^2\, sin(\omega \cdot t + \varepsilon) - m \cdot g \cdot sin\,\alpha + F \\ m \cdot y = m \cdot b \cdot \omega^2\, sin\,\omega \cdot t - m \cdot g \cdot cos\,\alpha + N \end{cases}, \tag{6}$$

где F – проекция силы сухого трения (Кулоновская сила) на ось $0x$,

N – проекция нормальной реакции на ось $0y$.

$$\begin{cases} m \cdot \ddot{x} = m \cdot a \cdot \omega^2\, sin(\omega \cdot t + \varepsilon) \\ m \cdot y = m \cdot b \cdot \omega^2\, sin\,\omega \cdot t \end{cases}. \tag{7}$$

При движении частицы по вибрирующей плоскости конвейерной ленты (без отрыва от плоскости движения) $y = 0$, $\dot{x} \neq 0$, согласно уравнениям (6) проекция нормальной реакции на ось $0y$ описывается формулой:

$$N = N(t) = m \cdot g \cdot \cos\alpha - m \cdot b \cdot \omega^2 \cdot \sin\omega \cdot t \quad (8)$$

и в соответствии с законом Кулона проекция силы трения на ось 0*x* будет равна:

$$F = F(t) = \mp f \cdot N(t), \quad (9)$$

где f – коэффициент сухого трения;

$\rho = arctg(f)$ – угол трения скольжения.

Подставим уравнение (4) в (5), затем (5) в (3) получим:

$$m\ddot{x} = m \cdot a \cdot \omega^2 \, sin(\omega \cdot t + \varepsilon) - m \cdot g \cdot sin\alpha + \\ + f \cdot \left[m \cdot g \cdot cos\alpha - m \cdot b \cdot \omega^2 \cdot sin\omega \cdot t \right]. \quad (10)$$

В случае если $\varepsilon = 0$ и $a = b$:

$$f = tg\rho = \frac{sin\rho}{cos\rho};$$

$$\ddot{x} = \frac{g \cdot (sin\alpha \pm \rho)}{cos\rho} - \frac{a \cdot sin(\omega \cdot t \pm \rho)}{cos\rho}. \quad (11)$$

Для случая если $\varepsilon \neq 0$ и $a \neq b$ примем значения:

$$M_{\pm} \cdot sin\, x = a \cdot cos\rho \cdot sin\varepsilon;$$

$$M_{\pm} \cdot cos\, x = a \cdot cos\rho \cdot cos\varepsilon \pm b \cdot sin\rho;$$

$$M_{\pm} = \sqrt{a^2 \cdot cos^2\rho \cdot cos^2\varepsilon + 2 \cdot a \cdot b \cdot cos\rho \cdot sin\rho \cdot cos\varepsilon + b^2 \cdot sin^2\rho}.$$

Тогда уравнение (3) запишется в виде:

$$\ddot{x} = -g \cdot \frac{sin(\alpha \pm \rho)}{cos\rho} + \frac{(M_{\pm}) \cdot \omega^2 \cdot sin(\omega \cdot t + x)}{cos\rho}. \quad (12)$$

При $\dot{x} > 0$ ситуация соответствует случаю, когда частица движется вперед, а при $\dot{x} < 0$, случаю, когда частица движется назад.

При периоде колебаний $T = 4t_{min}$ уравнение (4) будет соответствовать неравенству:

$$Z_1 = \left(\frac{g \cdot cos\alpha}{b\omega^2} - 1 \right) \cdot b \cdot \omega^2 > 0, \quad (13)$$

т.е. $Z_0 = \dfrac{g \cdot \cos\alpha}{b\omega^2} > 1$ – коэффициент устойчивости движения частиц, когда проекция реакции $N(t)$ всегда положительна и частица, попавшая на конвейерную ленту, в дальнейшем остается на плоскости. Если неравенство (8) не выполняется, то в момент времени t_0 определяемое из уравнения (8):

$$\sin\omega t = \frac{g}{b \cdot \omega^2} \cdot \cos\alpha = Z_0 . \tag{14}$$

Функция $N(t)$ обращается в нуль и частица отрывается от плоскости.

Уравнение полета частицы (при $y > 0$) получается из (3) если предположить $F = N = 0$:

$$\begin{cases} \ddot{x} = \cdot a \cdot \omega^2 \sin(\omega \cdot t + \varepsilon) - g \cdot \sin\alpha \\ \ddot{y} = b \cdot \omega^2 \sin\omega \cdot t - g \cdot \cos\alpha \end{cases} . \tag{15}$$

В состоянии относительного покоя ($\dot{x} = 0,\ \dot{y} = 0$) частица может пребывать на ленте лишь при условии, что проекция силы трения на ось $0x$ будет равна:

$$F = F^{(0)}(t) = m \cdot g \cdot \sin\alpha - m \cdot g \cdot \omega^2 \cdot \sin(\omega t + \varepsilon).$$

Эта сила не превосходит по абсолютной величине модуль максимального значения силы статического трения:

$$-f_1 \cdot N(t) < F^{(0)}(t) < f_1 \cdot N \cdot (t),$$

где f – коэффициент трения покоя.

Интегрирование уравнений (10) дает систему уравнений для скоростей движения частиц:

$$\begin{cases} \dot{x} = a \cdot \omega \cdot \cos(\omega \cdot t + \varepsilon) - g \cdot t \cdot \sin\alpha \\ \dot{y} = b \cdot \omega \cdot \cos\omega \cdot t - g \cdot t \cdot \sin\alpha \end{cases} .$$

При этом могут возникать случаи различных траекторий движения частиц назад.

Согласно работе [2], принимают, что $\dot{y} = 0$ в двух точках: в верхней точке полета и нижней, т. е. удар частицы рассматривают как абсолютно неупругий. С целью учета соударяющихся тел обычно вводят коэффициент восстановления:

$$0 < R = -\frac{\dot{y}_n'}{\dot{y}_n} < 1 ,$$

где $\dot{y}_n^{'}$ и $\dot{y}_n$ – проекции скорости частицы на ось $0y$ до и после удара.

Основной задачей исследования является отыскание тех решений системы уравнений (3), которые соответствуют установившемуся режиму движения частицы, т. е. движению установившихся по истечению достаточно большого промежутка времени на отрезке транспортирования потока.

Некоторые качественные представления о характере возможных установившихся движений частицы, а также о расположении моментов перехода от одного этапа к другому в установившемся движении можно получить, не прибегая к интегрированию, уравнение (3).

При этом, следуя результатам работы [2], разобьем интервал времени на два рода – интервал первого и второго рода.

Интервалы первого рода характеризуются тем, что проекция нормальной реакции частицы $N(t)$ – положительная в уравнении (5).

Интервалы второго рода такими, в течении которых выполняется неравенство $N(t)<0$.

Физический смысл разбиения заключается в следующем. Если частица, имея нулевую поперечную проекцию скорости $\dot{y}$, попадает на вибриосновной задачей исследования является отыскание тех решений системы уравнений (3), которые соответствуют установившемуся режиму движения частицы, т. е. движению установившихся по истечению достаточно большого промежутка времени на отрезке транспортирования потока.

Если же частица с нулевой проекцией $\dot{y}$ попадает на вибрирующую конвейерную ленту в момент времени, принадлежащий интервалу *II*, то она мгновенно отрывается от вибрирующей плоскости. При этом поток частиц, движущихся в противоположном движению ленты направлению, может привести к состоянию накопления частиц на координате «x», т. е. к закупориванию цилиндрического пространства, ограничивающего движение частиц по координате «y».

Как следует из уравнения (8) при $z_0>1$ выполняются условия первого рода, при $z_0<1$ условия второго рода.

Таким образом, полученная математическая модель позволит определить рациональные соотношения угла транспортирования, скорости движения, характеристики перемещаемого материала, частоты вибрации ленты и, в конечном счете, разработать исходные данные для проектирования трубчатых ленточных конвейеров.

Список литературы

1. От конвейерной ленты к конвейерной трубе // Bulk Solids handling. 1993. – №3. – С. 581-588.

2. Блехман И.И., Джанимидзе Г.Ю. Вибрационное перемещение. М.: Наука, 1964. – 410 с.

3. Овсянников Ю.С., Петришина Е.Г., Кучер Г.В. Некоторые аспекты применения изгибающихся трубчатых ленточных конвейеров // Уголь Украины, 1994. – №3. – С. 40-42.

УДК 622.272 © Rajwa Sylwester

DOBÓR KONSTRUKCJI STOJAKA W ASPEKCIE PRACY OBUDOWY ZMECHANIZOWANEJ

W artykule przedstawiono konstrukcje stojaków hydraulicznych stosowanych w obudowach zmechanizowanych. Przedstawiono ich wady oraz zalety oraz wpływ niektórych cech konstrukcyjnych na użytkowanie sekcji zmechanizowanych i warunki utrzymania stropu wyrobiska ścianowego.

У статті наведений аналіз конструкції гідравлічних стояків, що використовуються в механізованому кріпленні. Показані негативні та позитивні сторони їх застосування, а також вплив деяких конструктивних параметрів на застосування механізованих секцій і умов управління гірським тиском у лаві.

В статье приведен анализ конструкции гидравлических стоек, используемых в механизированных крепях. Показаны негативные и позитивные стороны их применения, а также влияние некоторых конструктивных параметров на применение механизированных секций и условий управления горным давлением в лаве.

The analysis of hydraulic jets constructions which are used in the mechanized fastening is presented in the article. The negative and positive sides of their application, and also influence of some structural parameters on application of the mechanized sections and conditions of control by mining pressure in wallface are given.

Wprowadzenie

Zagadnienie związane z doborem obudowy zmechanizowanej do określonych warunków górniczo-geologicznych jest istotnym elementem decydującym o bezpiecznej i opłacalnej eksploatacji. Niestety, nie doceniana się rangi tego zagadnienia.

Głównym kryterium, w oparciu o które najczęściej następuje dobór obudowy zmechanizowanej na kopalni, jest zgodność zakresu jej pracy z projektowaną wysokością eksploatacji. Dobór taki, oparty jedynie o DTR obudowy, w większości przypadków jest niewystarczający. Brak szczegółowych obliczeń dotyczących obciążenia obudowy, jej podporności, a także odporności na działanie dynamiczne, może prowadzić do powstania szeregu niepożądanych zdarzeń np. opadu skał stropowych, zaciskania budowy lub jej uszkodzenia.

Podstawowym elementem decydującym o podporności sekcji obudowy zmechanizowanej są stojaki hydrauliczne wraz z zaworami roboczymi. Najczęściej dobór

stojaków do konstruowanej bądź modernizowanej obudowy zmechanizowanej przeprowadza się głównie w oparciu o ich parametry podpornościowe i zakres pracy. O dalszym wyborze, czyli typie stojaka, decydują wymagania ruchowe użytkownika, a zwłaszcza jego cena. W zdecydowanej większości obudów zmechanizowanych stosowanych w Polsce zabudowane są stojaki dwuteleskopowe z zaworem dennym lub jednoteleskopowe z przedłużaczem mechanicznym. Ich powszechność wynika z faktu, iż były to dwa podstawowe typy stosowane w obudowach zmechanizowanych produkowanych w dziesiątkach tysięcy sztuk w latach osiemdziesiątych XX wieku. Nowsze konstrukcje stojaków np. z rdzennikiem wewnętrznym, przedłużaczem hydraulicznym czy z cieczą w tłoczysku, zaczęto wprowadzać do użytku w nowych lub modernizowanych obudowach na przełomie XX i XXI wieku. Wydaje się, iż decydującym czynnikiem, hamującym powszechne zastosowanie nowych typów stojaków w obudowach zmechanizowanych, jest przyzwyczajenie użytkowników, a także ich wyższa cena, w porównaniu do wymienionych wcześniej popularnych konstrukcji.

W Głównym Instytucie Górnictwa, od szeregu lat, zarówno na zlecenie producentów obudów jak i kopalń, wykonuje się prace naukowo-badawcze dotyczące poprawności doboru obudowy zmechanizowanej do określonych warunków górniczo-geologicznych pola eksploatacyjnego, z zastosowaniem teorii dopuszczalnego ugięcia warstw stropowych i dociążenia wyrobiska ścianowego w wyniku wstrząsu górotworu. Doświadczenia zdobyte na przestrzeni lat – przy stosowaniu tej metody – jak również konfrontacja wyników z rzeczywistością, nasunęły pytanie: «W jakim stopniu konstrukcja stojaka może wpływać na niezawodność pracy i optymalny dobór obudowy zmechanizowanej?».

Odpowiedzią na tak postawiony problem może okazać się pewnego rodzaju analiza stopnia ryzyka uszkodzenia wyrobiska ścianowego związanego z zastosowaniem w obudowie zmechanizowanej określonej konstrukcji stojaka hydraulicznego.

Stojaki hydrauliczne stosowane w sekcjach obudów zmechanizowanych

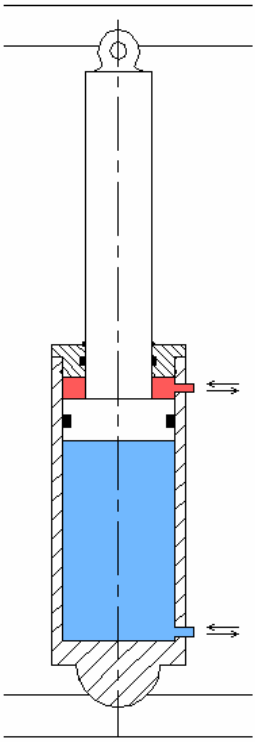
Stojak hydrauliczny jest siłownikiem dwustronnego działania – z przestrzenią roboczą pod tłokiem i przestrzenią pomocniczą nad tłokiem. Podporność stojaka jest wprost proporcjonalna do średnicy cylindra w części podtłokowej i ciśnienia cieczy. Część nadtłokowa – o znacznie mniejszej średnicy, służy generalnie do zsuwu (rabowania) siłownika. Stojaki w obudowie zmechanizowanej są tak zabudowane, aby przenosić obciążenie osiowo.

Każdy stojak – niezależnie od typu – charakteryzują następujące parametry wynikające z norm według których został wykonany:

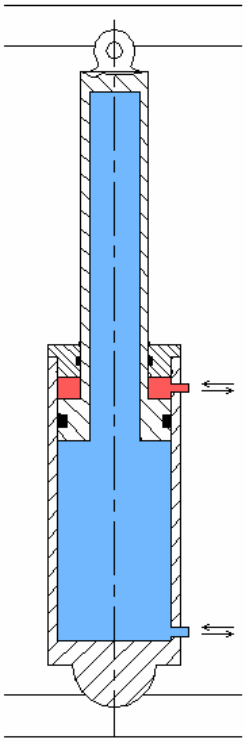
- budowa,
- gabaryty,
- podporność: wstępna, nominalna i robocza,
- ciśnienie cieczy hydraulicznej: nominalne, wstępne i robocze,
- współczynnik bezpieczeństwa,
- medium robocze,
- wyposażenie dodatkowe (np. zawór upustowy),

- przeznaczenie (w zależności od typu obudowy ścianowej i warunków eksploatacji).

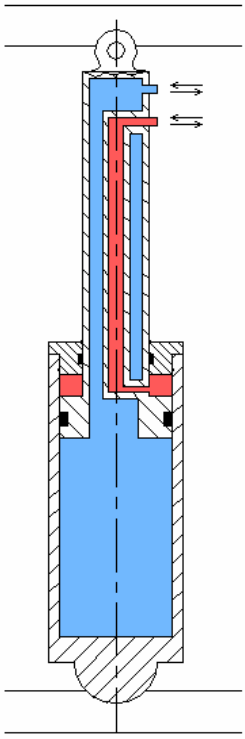
W obudowach zmechanizowanych stosuje się obecnie stojaki o długości od 0,6 do 5,6m i podpornościach nominalnych od 0,6 do 5,6MN. Ciśnienie wstępne nie przekracza 32MPa, a ciśnienie nominalne (dla stojaków dwustopniowych w I stopniu) waha się w przedziale od 28 do 48MPa. Średnice cylindrów pierwszego stopnia stojaków wynoszą od 0,17 do 0,41m, a grubości ścianek cylindrów od 0,015 do 0,025m. W przeszłości wykonywano cylindry ze stali 40H gatunku C820, o wytrzymałości na rozciąganie 820MPa. Obecnie wykonuje się je najczęściej ze stali 32HA, gatunku C730, o wytrzymałości na rozciąganie 730MPa lub rzadziej – dla małych średnic cylindrów, ze stali 40H.



Rys. 1. Stojak jednoteleskopowy



Rys. 2. Stojak jednoteleskopowy z cieczą w tłoczysku



Rys. 3. Stojak jednoteleskopowy z cieczą w tłoczysku zasilany od góry

Stojaki obudowy zmechanizowanej można podzielić:

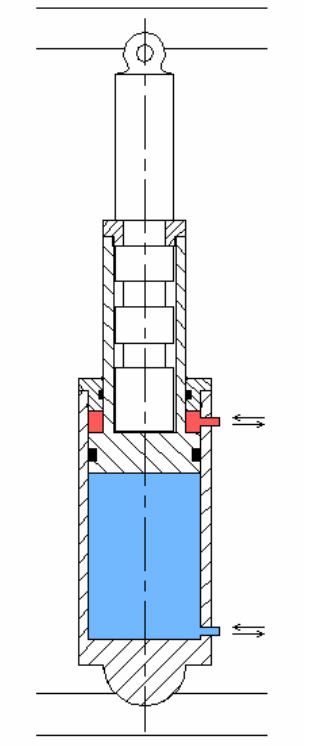
- z uwagi na konstrukcję:

– jednoteleskopowe (jednostopniowe),
– dwuteleskopowe (dwustopniowe),

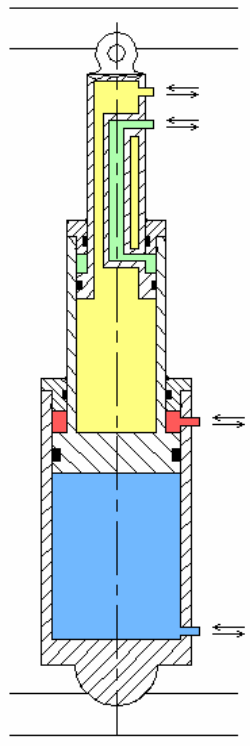
- z uwagi na sposób zasilania:

– zasilane od dołu,
– zasilane od góry.

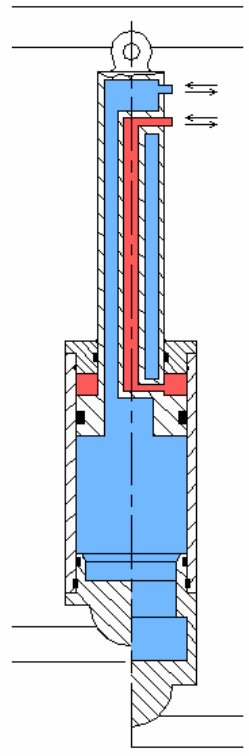
Podstawowe stojaki hydrauliczne, stosowane w obudowach zmechanizowanych, zostały schematycznie przedstawione na rysunkach 1-12.



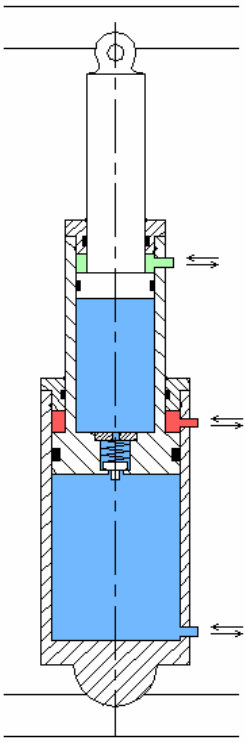
Rys. 4. Stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem mechanicznym



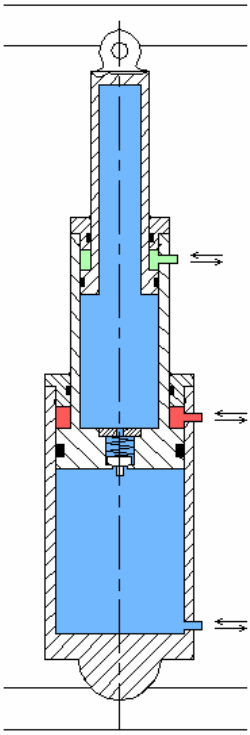
Rys. 5. Stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem hydraulicznym z cieczą w tłoczysku zasilany od góry



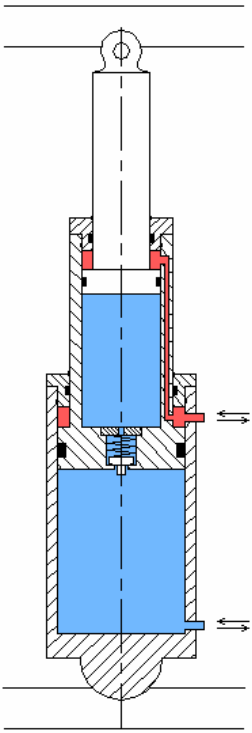
Rys. 6. Stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem hydrauliczno-mechanicznym zasilany od góry



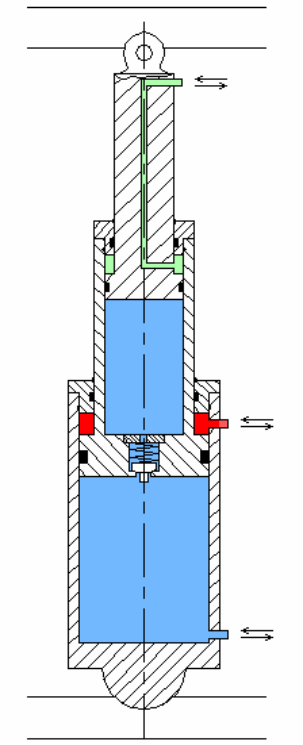
Rys. 7. Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym



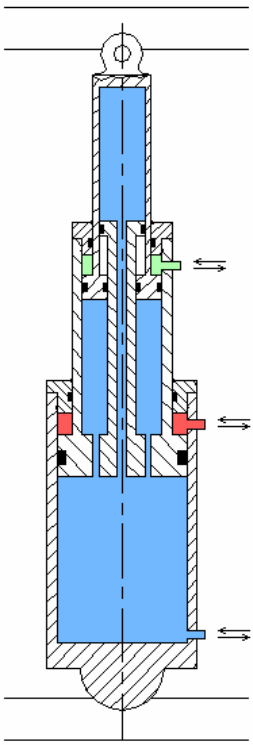
Rys. 8. Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym z cieczą w tłoczysku



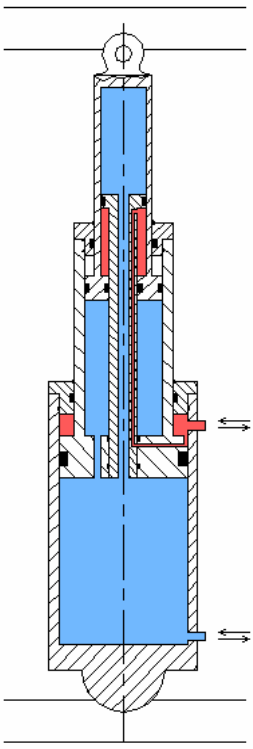
Rys. 9. Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym z nawierconym rdzennikiem II –go stopnia



Rys. 10. Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym z nawierconym rdzennikiem



Rys. 11. Stojak dwuteleskopowy z rdzennikiem wewnętrznym



Rys. 12. Stojak dwuteleskopowy z rdzennikiem wewnętrznym

Wybrane parametry techniczne charakteryzujące przedstawione typy stojaków przedstawia Tablica 1.

Tablica 1

WYBRANE PARAMETRY TECHNICZNE CHARAKTERYZUJĄCE STOSOWANE STOJAKI HYDRAULICZNE

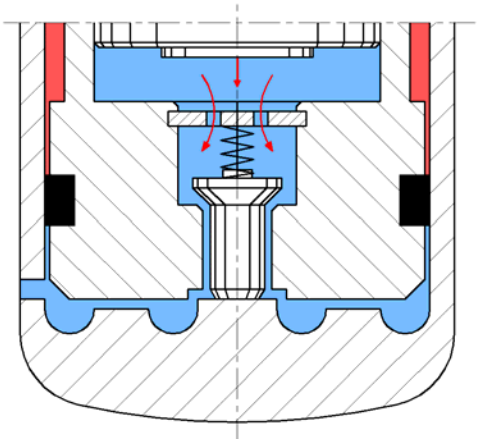
Konstrukcja stojaka	Zakres regulacji wysokości	Funkcjonalność	Niezawodność	Odporność na przeciążenia dynamiczne	Masa
Stojak jednoteleskopowy (rys. 1)	Mały	Dobra	Bardzo duża	Mała	Mała
Stojak jednoteleskopowy z cieczą w tłoczysku (rys. 2 i 3)	Mały	Dobra	Duża	Duża	Średnia
Stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem mechanicznym (rys. 4)	Duży	Mała	Średnia	Bardzo mała	Duża
Stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem hydraulicznym (rys. 5)	Duży	Dobra	Duża	Duża	Średnia
Stojak jednoteleskopowy z przedłużaczem hydrauliczno-mechanicznym (rys. 6)	Duży	Dobra	Duża	Duża	Średnia lub Duża
Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym (rys. 7)	Bardzo duży	Dobra	Średnia	Mała	Średnia
Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym z cieczą w rdzenniku (rys. 8)	Bardzo duży	Dobra	Średnia	Duża	Średnia
Stojak dwuteleskopowy z zaworem dennym z wierconym cylindrem lub rdzennikiem (rys. 9 i 10)	Bardzo duży	Dobra	Bardzo mała	Bardzo mała	Średnia
Stojak dwuteleskopowy z rdzennikiem wewnętrznym (rys. 11 i 12)	Bardzo duży	Dobra	Średnia	Duża	Duża

Z przedstawionych danych wynika, że podstawową zaletą stojaków jednoteleskopowych (rys. 1÷6) jest ich duża niezawodność związana z prostotą konstrukcji oraz stała podporność w całym zakresie pracy. Wadą zaś, mały zakres regulacji wysokości i mała odporność na przeciążenia dynamiczne. Wyjątkiem w tej grupie, pozbawionym

wyżej opisanych wad, jest stojak z przedłużaczem hydraulicznym (rys. 5) i hydrauliczo-mechanicznym (rys. 6).

Podstawową zaletą stojaków dwuteleskopowych (rys. 7-12) jest bardzo duży zakres regulacji wysokości i dobra funkcjonalność. Zalety te uzyskano kosztem skomplikowania konstrukcji i obniżenia ich niezawodności.

Dwuteleskopowy stojak hydrauliczny z zaworem dennym, działa w ten sposób, że przy rozsuwaniu obudowy wysuwa się najpierw rdzennik stopnia I. Wysuw jego odbywa się, aż do momentu oparcia się tłoka o dławicę. Następnie otwiera się zawór denny, przez który zasilana jest przestrzeń podtłokowa II stopnia.



Rys. 13. Działanie zaworu dennego przy rabowaniu II stopnia

Przy rabowaniu tego typu stojaków, bądź to pod wpływem obciążenia zewnętrznego czy zasilania przestrzeni nadtłokowej, kolejność jest identyczna. W pierwszej kolejności zsuwa się I stopień, zsuw II stopnia nastąpi po mechanicznym otwarciu zaworu dennego o dno cylindra (rys. 13). Taka konstrukcja (co jest jej wadą) powoduje multiplikację ciśnienia w przestrzeni podtłokowej II stopnia (przedłużacza), o tyle razy ile powierzchnia tłoka I stopnia jest większa od powierzchni II. Ten stan rzeczy powoduje iż, stojaki dwuteleskopowe z wierconym wzdłużnie płaszczem cylindra (rys. 9) narażone są w większym stopniu na mechaniczne uszkodzenia.

Istotnym postępem w konstrukcji stojaka dwuteleskopowego jest rozwiązanie przedstawione na rysunkach 11 i 12. Stojak w tych rozwiązaniach ma dodatkowy wewnętrzny rdzennik i trzeci tłok, co pozwala uzyskać zbliżone powierzchnie robocze pierwszego i drugiego stopnia hydraulicznego.

Konstrukcja stojaka a podporność sekcji

Jak wspomniano wcześniej podstawowym czynnikiem, decydującym o podporności obudowy zmechanizowanej w danych warunkach eksploatacji jest charakterystyka podpornościowa zastosowanego stojaka hydraulicznego.

Aktualnie parametrami charakteryzującymi stojak zastosowany w danym typie obudowy zmechanizowanej są jego podporności: wstępna, nominalna i robocza. Iloraz podporności wstępnej stojaka (P_w) do podporności roboczej (P_r) określa nam wartość wskaźnika n_0, którego to wartość, jak wykazano [1, 2, 3], posiada istotne znaczenie w zagadnieniu współpracy obudowy z górotworem. O ile maksymalna wartość podporności roboczej stojaka jest uzależniona od współczynnika bezpieczeństwa zarówno stojaka, jak i

całej konstrukcji sekcji, o tyle podporność wstępna P_w zależy od ciśnienia zasilania i średnicy wewnętrznej cylindra.

Praktycznie w stosowanych w Polsce stojakach, dla ich maksymalnych wartości podporności roboczej (P_r), wartość współczynnika n_0 jest na poziomie 0,5÷0,8. Wynika to zarówno z zastosowanych stosunkowo małych średnic, jak i możliwości kopalnianych stacji zasilających. W związku z tym, iż ciśnienie na magistrali zasilającej ścianę wynosi najczęściej 25MPa lub rzadziej 30÷32MPa, a nowoczesne systemy zasilające umożliwiające uzyskiwanie większych ciśnień (powyżej 32 MPa) są w dalszym ciągu bardzo rzadko stosowane, poprawę wskaźnika n_0 uzyskuje się najczęściej poprzez zmniejszenie wartości podporności roboczej stojaka lub zwiększenie jego średnicy i pozostawieniu wartości podporności roboczej.

O ile w stojakach jednoteleskopowych wartość podporności wstępnej (P_w) można określić jednoznacznie – dla danego ciśnienia zasilania, o tyle w stojakach dwuteleskopowych z zaworem dennym może być ona różna. Wynika to z faktu, że wartość podporności wstępnej, dla tego typu stojaków, może być iloczynem ciśnienia zasilania i średnicy cylindra stopnia I lub średnicy stopnia II – w przypadku gdy rdzennik stopnia I oprze się o dławicę. Podporność w tym drugim przypadku jest tyle razy mniejsza od podporności uzyskanej w pierwszym stadium rozsuwania stojaka dwuteleskopowego, ile wynosi stosunek powierzchni tłoka stopnia II do powierzchni tłoka stopnia I.

Kolejną istotniejszą wadą, podnoszoną przez użytkowników, a potwierdzoną przez firmy remontowe, jest duża awaryjność zaworów dennych. Nie należy do rzadkości, że w partii stojaków poddanych remontowi ok. 30% ma uszkodzony ten właśnie element. Świadczy to, że stojak pracował w obudowie zmechanizowanej na podporności wynikającej ze stopnia II. W ten sposób np. dla stojaka Φ 0,21/0,17m oraz ciśnień zasilania 25MPa i roboczego 38MPa podporność wstępna (P_w) zmniejsza się z 866kN na 567kN zaś podporność robocza (P_r) z 1320kN na 863kN. Tym samym obydwie wartości podporności zostają obniżone o ok. 35%.

Tak duży spadek podporności zwłaszcza wstępnej [1], bez wątpienia będzie miał konsekwencje w ścianie, w której obudowa została dobrana bez odpowiedniej rezerwy podporności tzn. gdy wartości wskaźnika nośności stropu «g» wynosiły ok. 0,8 [4, 5]. Wówczas w ścianie tej mogą pojawić się utrudnienia w utrzymaniu stropu, które wcześniej nie były sygnalizowane, a nie pozostają bez wpływu na uzyskiwane wyniki produkcyjne.

Powyżej opisane wady zostały wyeliminowane w stojakach dwuteleskopowych z tzw. rdzennikiem wewnętrznym (rys. 12 i 13). Konstrukcje te – już bez zaworu dennego, charakteryzują się jedną przestrzenią hydrauliczną oraz poprzez wprowadzenie dodatkowego tłoka, zbliżonymii podpornościami wstępnymi dla I i II stopnia. Wadą tego typu stojaków, oprócz oczywistego wzrostu stopnia skomplikowania konstrukcji, jest wyższa o ok. 30÷40% cena, w porównaniu z cenami stojaków «tradycyjnych» o tej samej średnicy.

Inną cechą, wynikającą z konstrukcji stojaków, mogącą mieć wpływ na warunki utrzymania stropu, jest skłonność do zapowietrzania się przestrzeni podtłokowej [6]. Bez

wątpienia tę negatywną właściwość posiadają wszystkie stojaki, których przestrzeń robocza jest zasilana przez króciec zabudowany na dole [2]. W ogólnej liczbie stosowanych stojaków stanowią one większość, gdyż są to wszystkie stojaki dwuteleskopowe (rys. 7-12) oraz większość jednoteleskopowych (rys. 1, 2, 4). Zdecydowanie rzadziej ze zjawiskiem tym będziemy mieli do czynienia w stojakach, w których część podtłokowa jest zasilana od góry (rys. 3, 5, 6).

Występowanie powietrza w przestrzeni podtłokowej stojaków związane jest zarówno z układem zasilającym, jak i technologią wykonywania niektórych prac na dole kopalni.

Ciecz zasilająca układy hydrauliczne na dole kopalni ma bez wątpienia charakter dwufazowy. Oznacza to, że zawiera ona pewną ilość fazy gazowej. Udział fazy gazowej czyli powietrza w cieczy roboczej jest uzależniony od szczelności całego układu zasilającego. Im w układzie tym jest więcej nieszczelności na przewodach, pompach zasilających, im więcej na powrotach stosuje się układów otwartych czy kaskad, tym ilość powietrza wzrasta. Bezpośrednim dowodem potwierdzającym udział fazy gazowej w medium zasilającym, jest występujący «syk» w momencie rozpoczęcia rabowania stojaka SHC.

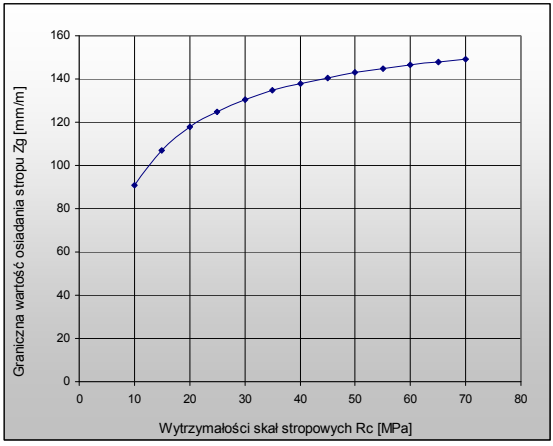
Występowanie powietrza w stojakach związane jest także z jego niedostatecznym odpowietrzeniem na etapie montażu sekcji, jak i przy pierwszym rozparciu przy zbrojeniu ściany. Często wymiary przecinek ścianowych uniemożliwiają możliwość całkowitego zsunięcia się stojaków hydraulicznych w sekcji – co jest warunkiem koniecznym do ich właściwego odpowietrzenia.

Bardzo duży wpływ na zapowietrzanie układów hydraulicznych mają prace związane z wydłużaniem lub skracaniem magistrali zasilającej. Dochodzi wówczas do wypływu emulsji z rurociągu podczas jego rozpięcia. W przypadku, gdy ściana prowadzona jest po wzniosie, rurociąg zasilający Φ 0,05 m, może zostać opróżniony na odcinku od kilkunastu do kilkudziesięciu metrów. Powtórne spięcie rurociągu powoduje, że objętość zajmowaną wcześniej przez ciecz zastępuje powietrze. Jak duży wpływ ma to na zapowietrzanie się stojaków obrazuje sytuacja, w której to wypływ emulsji z 100m odcinka magistrali zasilającej powoduje przedostanie się do układu ok. 200 litrów powietrza. Wartość tę należy następnie pomnożyć przez ilość takich prac przy rurociągu zasilającym, wykonywanych średnio co 10÷15m postępu ściany. Tak więc tylko tym sposobem, do układu hydraulicznego ściany o wybiegu 1000m, może przedostać się teoretycznie kilka tysięcy litrów powietrza.

Wolne pęcherzyki powietrza, które wraz z cieczą znajdą się w przestrzeni podtłokowej cylindra, szybko uwalniają się, tworząc „poduszkę" powietrzną pomiędzy powierzchnią cieczy a tłokiem stojaka. Wraz z kolejnymi zasilaniami ilość powietrza w cylindrze stojaka zasilanego od dołu wzrasta, tworząc tym samym rodzaj hydroakumulatora. Aby powietrzne usunąć z tej przestrzeni, konieczny jest całkowity zsuw stojaka lub wykorzystanie zaworu odpowietrzającego zabudowanego w niektórych konstrukcjach stojaków. W praktyce obydwa sposoby odpowietrzania stojaka są rzadko stosowane, gdyż są to technicznie trudne i ryzykowne operacje. Wymagają one opracowania bezpiecznych i czasochłonnych technologii, dużej fachowości załogi oraz przede wszystkim dobrych warunków stropowych.

Takich zabiegów nie wymagają obudowy zmechanizowane, w których zastosowano stojaki hydrauliczne zasilane od góry. Zawarte w nich powietrze gromadząc się w najwyższym punkcie stojaka jest automatycznie usuwane przy każdorazowym rabowaniu.

Ze względu na fakt, że powietrze posiada wielokrotnie większą ściśliwość od cieczy, jego obecność oraz ilość zawarta w stojaku obudowy zmechanizowanej może mieć wpływ na charakterystykę podpornościową stojaka, a tym samym na charakterystykę podpornościową całej sekcji [5]. Znajomość tych charakterystyk jest niezmiernie ważna przy doborze obudowy zmechanizowanej do określonych warunków górniczo-geologicznych. Prawidłowo dobrana obudowa powinna tak współpracować z górotworem, aby nie dopuścić do przekroczenia granicznej wartości nachylenia warstw tworzących strop bezpośredni wyrobiska z_g. Wartości tego nachylenia zmieniają się dla różnego typu skał stropu, w zależności od ich wytrzymałości na ściskanie, co obrazuje rysunek 14.



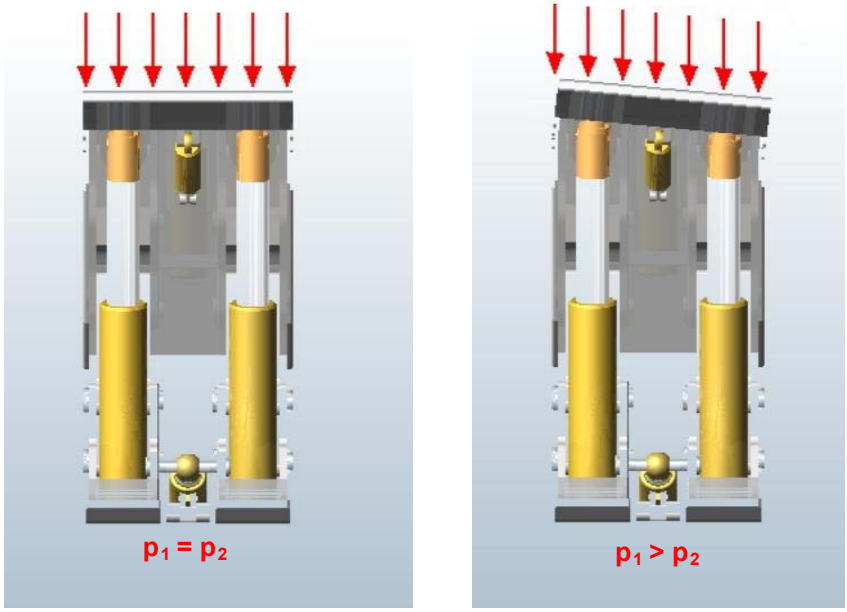
Rys. 14. Zależność granicznej wartości osiadania skał stropu bezpośredniego w zależności od jego wytrzymałości przy eksploatacji na zawał

Przekroczenie wartości z_g, dla danego typu skał stropu bezpośredniego, spowoduje, że warstwy uzyskają możliwość zwiększania swojej długości, co następuje przy ich osiadaniu. Wówczas to nacisk poziomy między poszczególnymi blokami tworzącymi strop wyrobiska zmniejsza się, szczepienia bloków ulegają poluzowaniu i dochodzi do opadu skał stropowych w wyniku utraty przez nie ciągłości geometrycznej.

Teoretycznie z taką sytuacją możemy mieć do czynienia w przypadku, gdy wskutek działania obciążenia, wartość zsuwu na stojakach obudowy – będącego wynikiem sprężania się zawartego w nich powietrza, będzie większa niż wartość z_g skał tworzących strop bezpośredni wyrobiska. Szczególnie może to mieć znaczenie w przypadku występowania w stropie bezpośrednim ściany słabych skał, które to powodować mogą duże wartości obciążeń statycznych, a jednocześnie posiadają niewielką samonośność i odznaczają się małą wartością nachyleń granicznych.

Innym niekorzystnym zjawiskiem powodowanym przez powietrze zawarte w przestrzeni podtłokowej stojaka jest wyciąganie rdzennika rozpartego już stojaka przez stojak rozpierany, co ma najczęściej miejsce przy osobnym sterowaniu stojaków. W efekcie obudowa zmechanizowana pracuje z podpornością wstępną sekcji, realizowaną poprzez tylko jeden stojak – «niezapowietrzony» lub «zapowietrzony» w mniejszym stopniu. Taka sytuacja spowodować może obniżenie współczynnika n_0 nawet o 50% i w konsekwencji obniżenie, podporności zastępczej P_Z o 35%. W takim przypadku, wyhamowanie wzmożonego zjawiska osiadania skał stropu, będącego rezultatem obniżonej wartości podporności wstępnej sekcji, na odcinku ich granicznego nachylenia (z_g), w obudowach, których dobór do ściany nastąpił bez odpowiedniej rezerwy podporności, jest praktycznie wykluczone i prowadzi do powstania obwału.

Opisana niesymetryczna praca stojaków może prowadzić ponadto do powstawania wewnątrz sekcji niebezpiecznych momentów skręcających, powodujących uszkodzenia, a nawet zniszczenie połączeń elementów nośnych konstrukcji (rys. 15). Ta uwaga dotyczyć może zwłaszcza obudów zmechanizowanych opartych na średnicach stojaków 250mm i więcej, gdzie siły wewnętrzne, wynikające z zastosowanych podporności, są szczególnie duże.



Rys. 15. Schemat tworzenia się momentu skręcającego w sekcji obudowy zmechanizowanej

Niezmiernie ważną sprawą, jak już sygnalizowano wcześniej, dla obudowy zmechanizowanej zabudowanej w warunkach występowania obciążeń dynamicznych, jest zdolność do przejęcia dodatkowego obciążenia. Głównym elementem konstrukcyjnym obudowy zmechanizowanej „odpowiedzialnym" za to zadanie jest stojak hydrauliczny.

Aby nie dopuścić do uszkodzenia sekcji obudowy zmechanizowanej, energia kinetyczna powstała w wyniku załamywanie się grubych i mocnych warstw skał, powinna zostać zamieniona na pracę zsuwu stojaka np. przez zadziałanie odpowiednio dobranego zaworu upustowego [7]. Biorąc pod uwagę szybkość przebiegu zjawiska dociążenia obudowy, wydaje się, że opisany wcześniej proces zsuwu w początkowej fazie jest wynikiem sprężystego odkształcenia cylindra i sprężystości medium znajdującego się w stojaku hydraulicznym. Do obliczeń wartości zsuwu, będącego wynikiem sprężystego odkształcenia cylindra, wykorzystywane są wzory Lamego. Jak podają prace [8, 9], jego wartość stanowi jedynie ok. 10% wartości zsuwu, będącego efektem sprężystości medium w stojaku. Tak więc biorąc powyższe pod uwagę, korzystnym w konstrukcji stojaka z punktu przejmowania obciążeń dynamicznych jest zapewnienie podczas pracy jak największej ilości cieczy pod tłokiem oraz odpowiednio wysokiego współczynnika przeciążalności ($k \geq 2{,}0$).

Z powyższych rozważań wynika także, że w stojakach hydraulicznych zasilanych od dołu, wraz z postępem ściany, zachodzi zjawisko ich „samoupodatnienia", będące wynikiem stopniowego gromadzenia się powietrza w cylindrze stojaka. Tym faktem można wytłumaczyć sytuację, kiedy to – w wyniku tąpnięcia – wyrobisko zostaje uszkodzone, a obudowa, pomimo iż pracowała z niewielkim wysuwem, pozostaje nieuszkodzona.

Podsumowanie

Przeprowadzone powyższe rozważania teoretyczne oraz badania stanowiskowe przeprowadzone przez autora [2, 5] upoważniają do stwierdzenia, że decyzja co do podjęcia eksploatacji ścianowej przy zastosowaniu danego typu obudowy zmechanizowanej nie powinna ograniczać się tylko do oszacowania wartości obciążenia wyrobiska ścianowego i podporności obudowy. W metodyce doboru obudowy zmechanizowanej należy uwzględnić także konstrukcję zastosowanego stojaka hydraulicznego i wynikające z niej możliwe skutki wpływające na warunki utrzymania stropu czy użytkowanie obudowy.

Literatura

1. Rajwa S., Prusek St.: Wpływ podporności wstępnej obudowy zmechanizowanej na warunki utrzymania stropu. Prace Naukowe GIG. Seria Konferencje Nr 47. Katowice 2004.

2. Rajwa S., Prusek St., Rabsztyn J. Wpływ zapowietrzania się stojaków hydraulicznych na warunki utrzymania wyrobiska ścianowego. Prace Naukowe GIG. Seria Konferencje Nr 44. Katowice, 2003.

3. Rajwa S., Kostyk T. Zależność podporności obudowy zmechanizowanej od wysokości i utrzymywanej rozpiętości wyrobiska ściany zawałowej. Materiały

Konferencyjne. Remont i modernizacja obudów zmechanizowanych – aspekty techniczne i formalno-prawne. Wisła, 2001.

4. Prusek St., Biliński A., Kostyk T. Zasady dboru obudowy zmechanizowanej dla wyrobisk ścianowych. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Miesięcznik WUG 3/97. Katowice, 1997.

5. Rajwa S.: Wpływ konstrukcji stojaka hydraulicznego w ścianowej obudowie zmechanizowanej na utrzymanie stropu. Praca Doktorska. Katowice, 2004.

6. Rajwa S.: Dobór stojaka obudowy zmechanizowanej do warunków obciążeń dynamicznych. KOMAG-GLIWICE. Konferencja KOMTECH-2000. Szczyrk 2000.

7. Prusek S, Rajwa S., Stoiński K. Kriterien zur Abschatzung des Risikos von Strebschaden. Glückauf-Forschungshefte, nr 3. – 2005.

8. Madejczyk Wł. Określenie możliwości przystosowania stojaków z wierconymi wzdłużnie kanałami zasilającymi ich cylindry i rdzenniki do przejmowania obciążeń dynamicznych. Praca doktorska. Katowice, 2003.

9. Stoiński K. Obudowy górnicze w warunkach zagrożenia wstrząsami górotworu. GIG, Katowice, 2000.

УДК 621.315:622.625.28-83

© І.Б. Кольцов, В.І. Панченко,
А.Я. Рибалко

АНАЛІЗ ВИКОРИСТАННЯ КІНЕТИЧНОГО НАКОПИЧУВАЧА ЕНЕРГІЇ З ПОЗИЦІЇ ЗМЕНШЕННЯ ВТРАТ ЕНЕРГІЇ

Аналіз зарядних процесів кінетичного накопичувача енергії з позиції мінімальних втрат енергії при зміні кутової швидкості розгінного двигуна.

Анализ зарядных процессов кинетического накопителя энергии с позиции минимальных потерь энергии при изменении угловой скорости разгонного двигателя.

Analysis of charging processes of kinetic energy store from the position of minimal energy losses at angular velocity change of the boost engine.

Вступ

Транспорт з безконтактною передачею електроенергії на пересувний об'єкт, призначений для експлуатації на шахтах III категорії і на свіжому струмені надкатегорійних шахт. Даний вид транспорту в рудничному вибухобезпечному виконанні може застосовуватися у всіх виробітках. Електровози з індуктивним підведенням енергії і додатковим автономним джерелом живлення мають більшу продуктивність та коефіцієнт машинного часу. Їх доцільно експлуатувати у виробітках великої довжини і з більшими вантажопотоками.

Перспективним, як автономне джерело живлення, на безконтактному електровозі є електромеханічний акумулятор. Це агрегат, призначений для акумулювання кінетичної енергії при зарядці і наступному перетворенні її в електричну енергію при розряді. Акумулятори мають високу питому потужність, вибухобезпечні, прості в експлуатації. Відзначені переваги дозволяють уважати електромеханічні акумулятори одним з найбільш перспективних автономних джерел живлення в системах електропостачання з індуктивною передачею електроенергії на електровози.

Додаткове електромеханічне джерело живлення на електровозі повинно забезпечувати:

– необхідну енергоємність для виконання рейсової роботи;

– підвищення потужності для забезпечення тягового зусилля;

– номінальна напруга на затисках тягових двигунів.

В електромеханічних накопичувачах, як правило, запасається кінетична енергія обертового маховика, що при заряді накопичувача розкручується за допомогою механічного або електричного приводу (електричної машини, що працює в режимі двигуна). Ротор у деяких варіантах накопичувачі конструктивно сполучені з махови-

ком. При розряді накопичувача механічна енергія перетворюється в електричну посередництвом електричної машини, що працює в режимі генератора. При цьому, як генератор може бути використана та ж машина, що служить електродвигуном для розгону маховика, або інша електрична машина, також установлена на валу з маховиком.

Залежно від конструкції й призначення накопичувача в його склад можуть входити різні електричні машини: змінного струму (асинхронні, синхронні), постійного струму, включаючи колекторні або вентильні; уніполярні.

Алгоритм зарядних процесів кінетичного накопичувача енергії з мінімальним споживанням енергії за період заряду

При заряді накопичувача електрична машина (двигун) споживає відносно невелику усереднену потужність $P_з$ від джерела живлення протягом часу $t_з$. У режимі розряду електрична машина (генератор) віддає усереднену потужність $P_p > P_з$ за час $t_p < t_з$.

Отримана таким чином енергія може бути використана в періоди інтенсивного енергоспоживання, наприклад, при розгоні транспортного засобу. Взаємозв'язок параметрів накопичувача при заряді і розряді виражається співвідношенням

$$p_з t_з \eta = p_p t_p, \tag{1}$$

де $p_з$, p_p – середні значення потужностей зарядного і розрядного процесів;

$t_з$, t_p – тривалість періодів заряду і розряду;

η – коефіцієнт корисної дії накопичувача.

В автономних системах з обмеженим енергетичним ресурсом дуже суттєве питання енергозбереження. Вона визначає актуальність пошуку алгоритмів зарядних процесів у будь-яких накопичувачах з мінімальним споживанням енергії за період заряду.

Енергія, яку споживає електромеханічний накопичувач за час заряду $t_з$, визначається співвідношенням [1]

$$W_e = \int_0^{t_з} u(t) \cdot i(t)\, dt, \tag{2}$$

де $u(t)$, $i(t)$ – залежності в часі напруги і струму зарядного ланцюга накопичувача.

Інтеграл (2) являє собою функціонал, мінімізація якого здійснюється за методом варіаційного зчислення. Допоміжна умова варіаційної задачі формулюється так: $\nu(t) = V_з$, де $V_з$ – досягаємо за час $t_з$ задане значення характерного для конкрет-

ного типу накопичувача енергії параметра $\nu(t)$, наприклад, кутової швидкості ротора електромеханічного накопичувача.

Проведемо аналіз електромеханічного накопичувача енергії, в якому застосовано зарядний двигун постійного струму з незалежним збудженням. Перехідні процеси у двигуні описуються наступною системою рівнянь [2]:

$$u = C_e \Phi \Omega + R_з i + L \frac{di}{dt}; \tag{3}$$

$$C_e \Phi i - k_м \Omega = J \frac{d\Omega}{dt}, \tag{4}$$

де $R_з$ і L – сумарні значення активного опору та індуктивності зарядного ланцюга у складі джерела живлення та обмотки якоря двигуна (рис. 1);

C_e – коефіцієнт, що визначає параметри обмотки якоря та магнітної системи двигуна;

$k_м$ – механічний опір, який враховує втрати від тертя в підшипникових опорах та газодинамічні втрати маховика,поміщеного у кожух;

J – приведений момент інерції;

Ω – кутова швидкість якоря;

Φ – магнітний потік двигуна.

Змінні u, i, Ω, є функціями часу t, параметри $R_з$, L, Φ, $k_м$, J прийнято сталими.

Запишемо рівняння (4) відносно струму:

$$i = \frac{k_м \Omega}{C_e \Phi} + \frac{J}{C_e \Phi} \frac{d\Omega}{dt}. \tag{5}$$

Помножимо обидві частини рівняння (1.3) на i:

$$u \cdot i = C_e \Phi \Omega i + R_з i^2 + L i \frac{di}{dt}. \tag{6}$$

Підставимо у перший член правої частини рівняння (1.6) вираз (1.5):

$$u \cdot i = R_з \cdot i^2 + k_м \Omega^2 + L \cdot i \frac{di}{dt} + J \cdot \Omega \frac{d\Omega}{dt}. \tag{7}$$

З урахуванням (2) запишемо:

$$W_e = \int_0^{t_з} \left(R_з \cdot i^2 + k_м \Omega^2 \right) dt + \int_0^{t_з} \left(L \cdot i \cdot i' + J \cdot \Omega \cdot \Omega' \right) dt. \tag{8}$$

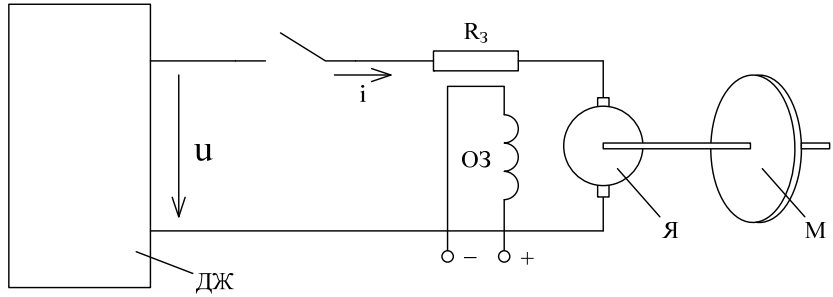


Рис. 1. Структурна схема електромеханічного накопичувача енергії (ОЗ – обмотка збудження; Я – якір двигуна; М – маховик; ДЖ – кероване джерело живлення)

Перший інтеграл виразу (8) виражає сумарну енергію втрат потужності за час $t_з$ при заряді накопичувача енергії. Підінтегральна функція другої частини виразу (8) є похідною у часі від суми магнітної та кінетичної енергій, тобто потужність

$$Q = \frac{d}{dt}\left(\frac{L \cdot i^2}{2} + \frac{J \cdot \Omega^2}{2}\right). \tag{9}$$

Отже маємо інтеграл від повного диференціалу, який дорівнює сталій, що залежить виключно від межі інтегрування. І, як наслідок, мінімізувати споживану від джерела живлення енергію W_e можливо шляхом знаходження мінімуму енергії втрат, тобто інтегралу:

$$W_{вт} = \int_0^{t_з} \left(R_з \cdot i^2 + k_м \Omega^2\right) dt \,. \tag{10}$$

Коефіцієнт корисної дії (к.к.д.) накопичувача у зарядному режимі:

$$\eta_з = \frac{\int_0^{t_з} Q dt}{\int_0^{t_з} Q dt + W_{вт}} = \frac{\left[\frac{L \cdot i^2}{2} + \frac{J \cdot \Omega^2}{2}\right]_0^{t_з}}{\left[\frac{L \cdot i^2}{2} + \frac{J \cdot \Omega^2}{2}\right]_0^{t_з} + W_{вт}}. \tag{11}$$

З теорії електричних машин відомо, що близьке до максимального значення к.к.д. буде забезпечено при рівності постійних та змінних втрат потужності. Кутова швидкість Ω при розкручуванні маховика змінюється від нуля до $\Omega_з$. Отже треба забезпечити незмінним значення струму двигуна $i = I = const$.

З (4) маємо співвідношення:

$$\Omega' + \frac{\Omega}{\tau_м} = \frac{C_e \Phi I}{J}, \tag{12}$$

де $\tau_м = J/k_м$ – механічна стала часу.

Розв'язок рівняння (12) при $\Omega(0) = 0$ має вид:

$$\Omega(t) = \frac{R_з I \cdot \tau_м}{C_e \Phi \cdot \tau_{ем}} \left(1 - e^{-t/\tau_м}\right), \tag{13}$$

тобто зміна кутової швидкості двигуна згідно з (14) при розкручуванні маховика забезпечить максимальне значення к.к.д. процесу заряду накопичувача (позначено $\tau_{ем} = JR_з / (C_e \Phi)^2$ – електромеханічна стала часу накопичувача).

Запишемо (13) у вигляді:

$$\Omega(t) = \Omega_у \left(1 - e^{-t/\tau_м}\right), \tag{14}$$

де $\Omega_у = \frac{R_з I \cdot \tau_м}{C_e \Phi \cdot \tau_{ем}} = \frac{C_e \cdot \Phi \cdot I}{k_м}$ – усталена швидкість двигуна.

Вираз (14) має загальний характер і може бути використаний для будь-якого типу розгінного двигуна накопичувача.

Для великих значень $\tau_м = J/k_м < \infty$ розкладання експоненціальної функції з (14) в ряд дає:

$$1 - e^{-t/\tau_м} \approx t/\tau_м . \tag{15}$$

Тоді з (14) маємо:

$$\Omega(t) = \frac{U_п}{C_e \Phi} \cdot \frac{t}{\tau_{ем}} = \Omega_п \cdot \frac{t}{\tau_{ем}}, \tag{16}$$

де $U_п = I \cdot R_з;\ \Omega_п = U_п / (C_e \Phi)$.

Кінцеве значення кутової швидкості ротора $\Omega_з$ в режимі зарядки накопичувача, що досягається за час $t_з$, звичайно задане, тобто $\Omega(t_з) = \Omega_з$. Тоді електрорушійна сила обмотки якоря в кінці зарядки $U_з = C_e \Phi \Omega_з$ і струм короткого замикання $I_з = U_з / R_з$, а з (16) витікає:

$$\Omega_з = \Omega_п \frac{t_з}{\tau_{ем}}. \tag{17}$$

Після підстановки в останній вираз значень $\Omega_з = \frac{I_з R_з}{C_e \Phi}$ і одержимо:

$$I = I_з \frac{\tau_{ем}}{t_з} = \frac{J\Omega_з}{C_e \Phi} \cdot \frac{1}{t_з}, \tag{18}$$

тобто розмір незмінного у часі струму якоря двигуна, необхідного для досягнення кутової швидкості $\Omega = \Omega_з$ за проміжок часу $t_з$.

Після підстановки (17) і (18) у рівняння (3) одержимо співвідношення:

$$u(t) = U_з \left(t + \tau_{ем}\right) / t_з = U_0 + U_з \frac{t}{t_з}, \tag{19}$$

згідно з яким повинна змінюватись у часі вихідна напруга джерела живлення; $U_0 = U_з \frac{\tau_{ем}}{t_з} = \frac{JR_з\Omega_з}{C_e \Phi t_з}$ – початкова напруга.

Для аналізує мого процесу заряду накопичувача енергії, коли $i = I = const$, підстановка (16) і (18) у (10) та подальшого інтегрування дає

$$W_{вт} = \left(R_з I_з^2 \tau_{ем}^2 / t_з\right) + k_м \Omega_з^2 t_з / 3. \tag{20}$$

Дослідження виразу (22) на екстремум дає змогу визначити оптимальний час зарядного процесу:

$$t_{з_0} = \sqrt{3 \cdot \tau_м \tau_{ем}}, \tag{21}$$

якому відповідає мінімум енергії втрат:

$$W_{вт_м} = 2 \cdot R_з I_з^2 \tau_{ем} \sqrt{\tau_{ем} / 3 \cdot \tau_м}, \tag{22}$$

та значення струму джерела живлення згідно з (18):

$$I = \frac{I_з}{\sqrt{3\tau_м / \tau_{ем}}}. \tag{23}$$

У випадках, коли $t_з > t_{з_0}$ по (21) для забезпечення мінімальних втрат енергії в процесі заряду накопичувача зміну кутової швидкості розгінного двигуна у часі треба здійснювати за законом:

$$\Omega(t) = \Omega_з \frac{sh(m \cdot t)}{sh(m \cdot t_з)}, \tag{24}$$

що є результатом мінімізації функціоналу (2) [3]. Позначено: $m = \sqrt{\tau_м^{-1}\tau_{ем}^{-1} + \tau_м^{-2}}$.

Висновок

Реалізація такого режиму є дуже важливою для експлуатації двигуна, тому що при $t > 2 \cdot \tau_{ем}$ напруга живлення і його струм значно перевищують номінальні величини.

Список літератури

1. Транспорт с индуктивной передачей энергии для угольных шахт / Г.Г. Пивняк, И.П. Ремизов, С.А. Саратикянц и др.; Под ред. Г.Г. Пивняка. – М.: Недра, 1990. – 245 с.

2. Бут Д.А., Алиевский Б.Л., Мизюрин С.Р. и др. Накопители энергии / Под ред. Д.А. Бута. – М.: Энергоатомиздат, 1991.

3. Алиевский Б.Л., Мизюрин С.Р. Обобщение математического описания процессов заряда накопителей энергии в автономных электрических системах. – Электричество, 1999. – №7.

УДК 622.457:622.281

© О.А. Муха, И.И. Пугач,
А.А. Панченко

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ОТПОРНОЙ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПИ ПРИ ПРОВЕТРИВАНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТЫ «ДНЕПРОВСКАЯ» ОАО «ПАВЛОГРАДУГОЛЬ»

Розглянуті питання зміни аеродинамічного опору шахтної вентиляційної мережі і режиму роботи вентилятора головного провітрювання при застосуванні різних видів кріплення в магістральних виробках шахти «Дніпровська».

Рассмотрены вопросы изменения аэродинамического сопротивления шахтной вентиляционной сети и режима работы вентилятора главного проветривания при применении различных видов крепи в магистральных выработках шахты «Днепровская».

Questions of change of aerodynamic resistance of a mine ventilating network and operating mode of the fan of the main airing are considered application of various kinds of fastening in the main developments of mine «Dneprovsky».

На газообильных угольных шахтах состояние вентиляции определяет нагрузку на очистные забои и темпы проведения горных выработок. Особенностью горного производства являются постоянно меняющиеся условия работ, что требует непрерывного решения вопроса по обеспечению рабочих мест требуемым количеством чистого воздуха и организации эффективного удаления пыли, вредных и взрывоопасных газов.

Одной из преград для эффективной работы системы вентиляции является большая протяженность горных выработок. Значительное удаление очистных и подготовительных забоев от воздухоподающих и вентиляционных стволов вызывает затруднения при их проветривании. Положение усугубляется уменьшением поперечного сечения горных выработок вследствие значительного горного давления.

Целью данной работы является оценка эффективности применения отпорной податливой крепи КОП при проветривании горных выработок шахты «Днепровская» ОАО «Павлоградуголь».

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

– рассчитать потери давления в горных выработках, закрепленных традиционной для Западного Донбасса крепью КШПУ и альтернативной крепью КОП;

– определить режимы работы вентилятора главного проветривания для двух вариантов крепления выработок.

Объектом исследования являются капитальные выработки уклонной части восточного крыла пласта C_{10}^{B} шахты «Днепровская». Предмет исследования – аэродинамическое сопротивление горных выработок.

Крепь отпорная податливая предназначена для крепления горных выработок на глубоких горизонтах в сложных горно-геологических условиях, как при их проведении, так и перекреплении. Она является работоспособной конструкцией с высокой грузонесущей способностью.

Выработки, закреплённые КОП, имеют меньшее аэродинамическое сопротивление, чем закреплённые металлической крепью КШПУ аналогичного сечения и той же длины. Так, коэффициент аэродинамического сопротивления на 100 м выработки при ее сечении $S = 13{,}2$ м^2 составляет:

при использовании КОП – 0,00030 $k\mu$;

– при применении металлической крепи из СВП – 0,00120 $k\mu$.

Конструкция крепи КОП представлена на рис. 1. Крепь изготовлена из бетона, следовательно, является негорючей. Эта крепь прошла как стендовые, так и натурные испытания в условиях шахты им. Героев космоса на горизонтах 350, 370 и 470 м. На экспериментальном участке длиной более 2000 м, закреплённом крепью КОП без обратного свода, согласно шахтным данным, за 12 лет наблюдений отмечены следующие результаты: ширина выработки увеличилась на 32 мм, а почву вспучило на 150 мм. Себестоимость крепи КОП – в 1,5 раза дешевле, чем металлической из СВП. Отпадает необходимость в метизах. Срок службы КОП равен сроку службы капитальных выработок, а выработки закреплённые металлом требуют перекрепления максимум через 5-10 лет. КОП может быть использована повторно. Установку крепи можно производить крепеукладчиком и крепеустановщиком.

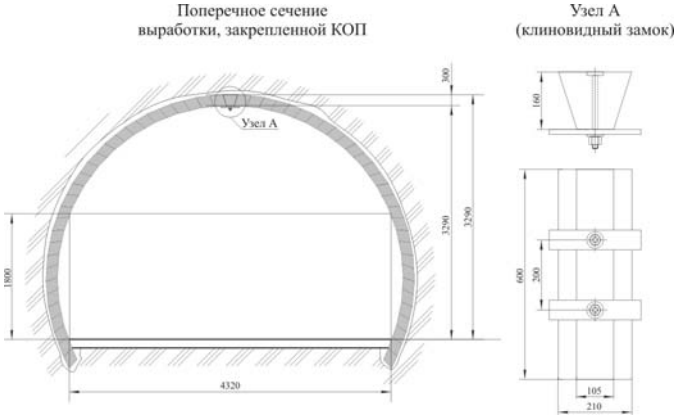


Рис. 1. Схема крепления выработки крепью типа КОП

Основные технические показатели крепи КОП приведены в табл. 1.

Таблица 1

ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КРЕПИ КОП

Наименование параметра	КОП-1	КОП-2
Площадь сечения выработок, м^2	8,4-19,3	8,4-19,3
Количество блоков в одной раме, шт.	50-100	46-52
Размер ромбовидного блока, мм: Длина Толщина Высота	 600 200 145	 500 300 260
Вес одного блока, кг.	39	84
Несущая способность крепи, МПа, не меньше	0,6	1,0

Для решения первой поставленной задачи задаемся маршрутом движения воздуха, проходящим через выемочный участок восточного крыла пласта C_{10}^{B} (рис. 2).

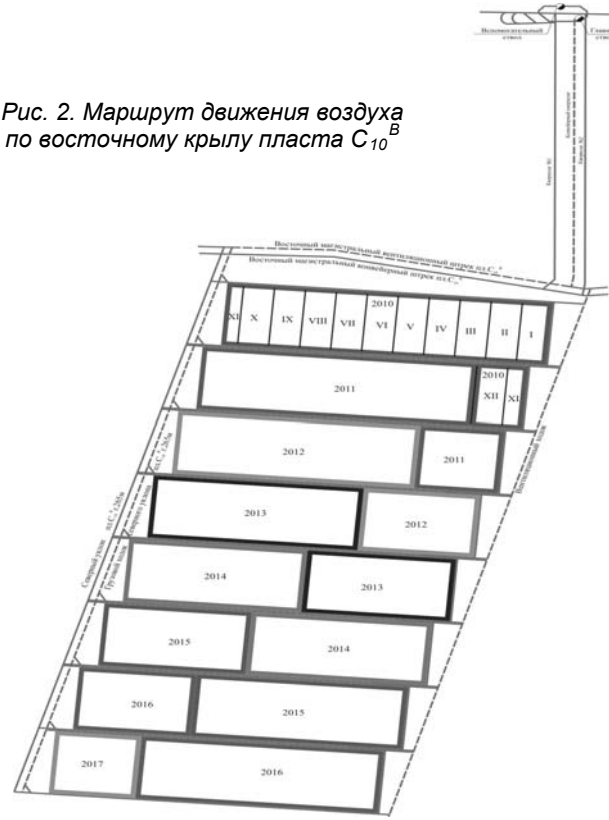


Рис. 2. Маршрут движения воздуха по восточному крылу пласта C_{10}^{B}

Пунктиром на рис. 2 обозначены выработки, на которых будет производиться замены КШПУ на КОП.

Определение потерь давления воздуха осуществляется для нижней лавы (труднопроветриваемого направления). При этом в базовом расчете принято, что капитальные выработки закреплены КШПУ, а в проектном – КОП.

Расчет расхода воздуха и депрессии осуществляется согласно «Руководству…» [1]. В статье приводятся окончательные расчеты потерь давления (табл. 2, 3) по труднопроветриваемому направлению 2017 года (рис. 3).

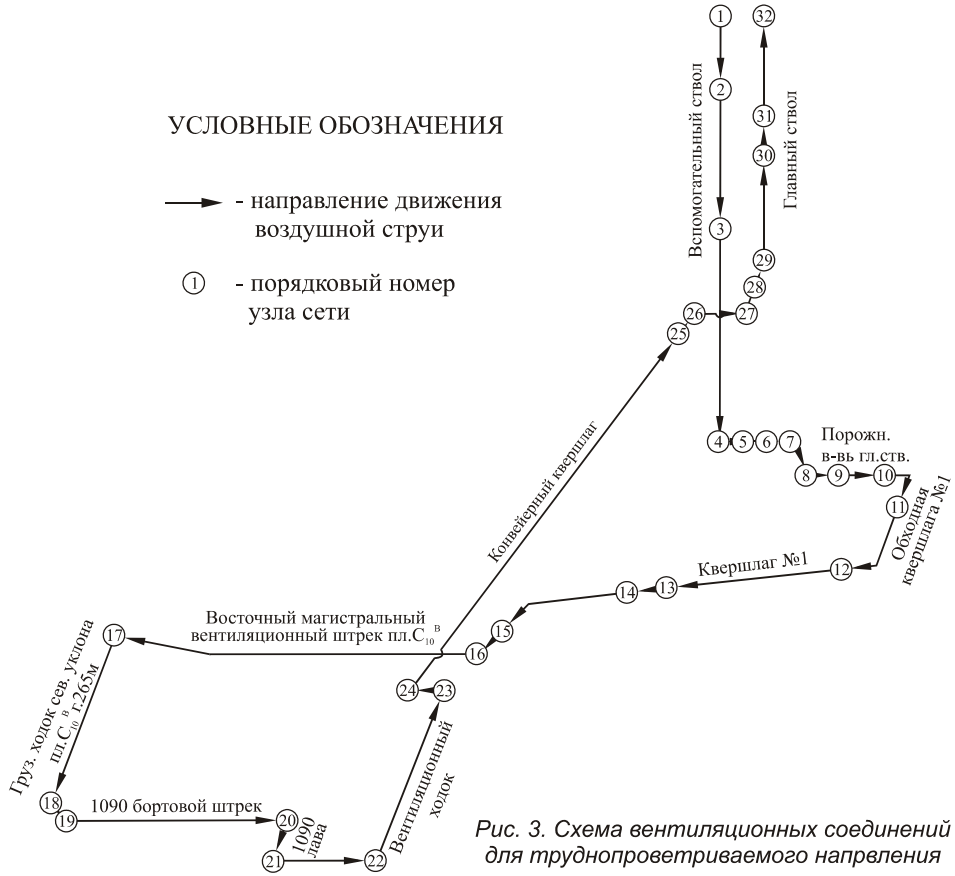


Рис. 3. Схема вентиляционных соединений для труднопроветриваемого напрвления

Депрессия вентиляторной установки

$$h_в = 1{,}25974 + 0{,}15974 = 7766{,}2 \text{ Па.}$$

Аэродинамическое сопротивление шахтной сети, на которую работает вентилятор

$$R_{ш} = 7766{,}2 / 41738{,}49 = 0{,}186 \text{ Н·с}^2/\text{м}^6.$$

Для построения аэродинамической характеристики сети задаем произвольные значения расхода воздуха Q_i и рассчитываем депрессию h_i.

Депрессия вентиляторной установки

$$h_{в} = 1{,}2 \cdot 4428 + 0{,}1 \cdot 4428 = 5756 \text{ Па}.$$

Аэродинамическое сопротивление шахтной сети, на которую работает ВГП

$$R_{ш} = 5756 / 41738 = 0{,}138 \text{ Н·с}^2/\text{м}^6.$$

Для определения фактической работы вентилятора на шахтную вентиляционную сеть строятся аэродинамические характеристики ШВС и главной вентиляторной установки, установленной на главном стволе при различных видах крепления (рис. 4).

После определения фактического режима работы вентилятора главного проветривания можно сделать следующий вывод: при применении отпорной податливой крепи КОП в магистральных выработках восточного крыла пласта C_{10}^{B} вместо традиционной крепи КШПУ снижаются потери давления в шахтной вентиляционной сети на 170 даПа при тех же расходах воздуха на объектах. Таким образом, за счет уменьшения аэродинамического сопротивления горных выработок снижаются потери давления а, следовательно, и мощность, затрачиваемая ГВУ.

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА ДЕПРЕССИИ
ПО НАПРАВЛЕНИЮ НА 2017 ГОД (БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ)

Номера		Сопротивление, $\text{Н·с}^2/\text{м}^8$	Сечение, м^2	Длина, м	Альфа, $\text{Н·с}^2/\text{м}^4$	Расход, $\text{м}^3/\text{с}$	Скорость, м/с	Депрессия, Па	$k_ф$
ветви	узлов								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	1-2	0,005	33,2	175	0,049	206,69	6,2	204,4	3,54
2	2-3	0,002	33,2	55	0,049	193,69	5,8	56,4	3,54
3	3-4	0,001	33,2	35	0,049	133,71	4,0	17,1	3,54
4	4-5	0,001	14,1	10	0,022	121,69	8,6	16,3	3,8
5	5-6	0,002	14,1	15	0,022	118,19	8,4	23,0	3,8
6	6-7	0,002	14,1	20	0,022	122,41	8,7	32,9	3,8

Продолжение таблицы 2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
7	7-8	0,002	14,1	15	0,022	114,28	8,1	21,5	3,8
8	8-9	0,004	14,1	40	0,022	109,41	7,8	52,6	3,8
9	9-10	0,007	14,1	60	0,022	104,55	7,4	72,0	3,8
10	10-11	0,006	14,1	55	0,022	100,48	7,1	61,0	3,8
11	11-12	0,014	13,0	100	0,023	92,01	7,1	119,1	3,8
12	12-13	0,136	13,0	970	0,023	94,51	7,3	1219,2	3,8
13	13-14	0,005	12,1	30	0,023	92,01	7,6	42,8	3,8
14	14-15	0,041	11,2	200	0,023	85,28	7,6	297,1	3,8
15	15-16	0,007	11,2	35	0,023	77,28	6,9	42,7	3,8
16	16-17	0,350	11,2	1130	0,023	61,37	5,5	1318,8	3,8
17	17-18	0,470	11,2	2300	0,023	37,93	3,4	675,7	3,8
18	18-19	0,005	10,7	20	0,023	18,91	1,8	1,6	3,8
19	19-20	0,092	10,7	400	0,023	17,32	1,6	27,5	3,8
20	20-21	1,580	2,4	300	0,016	10,85	4,5	185,9	3,8
21	21-22	0,344	8,6	800	0,025	20,44	2,4	143,6	3,8
22	22-23	0,507	11,2	2480	0,023	20,44	1,8	211,5	3,8
23	23-24	0,002	13,0	15	0,023	36,25	2,8	2,8	3,8
24	24-25	0,177	13,0	1260,0	0,023	67,07	5,2	797,4	3,8
25	25-26	0,005	13,0	35,0	0,023	87,07	6,7	37,3	3,8
26	26-27	0,006	14,1	50	0,023	92,34	6,5	49,0	3,8
27	27-28	0,002	14,1	15	0,023	97,61	6,9	16,4	3,8
28	28-29	0,002	14,1	20	0,023	108,71	7,7	27,1	3,8
29	29-30	0,002	28,3	50	0,043	129,06	4,6	29,9	3,54
30	30-31	0,000	28,3	5	0,043	134,15	4,7	3,2	3,54
31	31-32	0,006	28,3	175	0,043	163,45	5,8	168,0	3,54
								5974	

Примечание: в таблице цветом выделены ветви шахтной вентиляционной сети, для которых будет производиться замена крепи.

Таблица 3

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА ДЕПРЕССИИ
ПО НАПРАВЛЕНИЮ НА 2017 ГОД (ПРОЕКТНЫЙ ВАРИАНТ)

Номера		Сопро-тивление, $Н \cdot с^2/м^8$	Сечение, $м^2$	Длина, м	Альфа, $Н \cdot с^2/м^4$	Расход, $м^3/с$	Скорость, м/с	Депрессия, Па	k_ϕ
ветви	узлов								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	1-2	0,005	33,2	175	0,049	206,69	6,2	204,4	3,54
2	2-3	0,002	33,2	55	0,049	193,69	5,8	56,4	3,54
3	3-4	0,001	33,2	35	0,049	133,71	4,0	17,1	3,54
4	4-5	0,001	14,1	10	0,022	121,69	8,6	16,3	3,8
5	5-6	0,002	14,1	15	0,022	118,19	8,4	23,0	3,8
6	6-7	0,002	14,1	20	0,022	122,41	8,7	32,9	3,8
7	7-8	0,002	14,1	15	0,022	114,28	8,1	21,5	3,8
8	8-9	0,004	14,1	40	0,022	109,41	7,8	52,6	3,8
9	9-10	0,007	14,1	60	0,022	104,55	7,4	72,0	3,8
10	10-11	0,006	14,1	55	0,022	100,48	7,1	61,0	3,8
11	11-12	0,014	13,0	100	0,023	92,01	7,1	119,1	3,8
12	12-13	0,136	13,0	970	0,023	94,51	7,3	1219,2	3,8
13	13-14	0,005	12,1	30	0,023	92,01	7,6	42,8	3,8
14	14-15	0,041	11,2	200	0,023	85,28	7,6	297,1	3,8
15	15-16	0,007	11,2	35	0,023	77,28	6,9	42,7	3,8
16	16-17	0,340	13,2	1130	0,003	61,37	4,6	1280,5	3,8
17	17-18	0,041	13,2	2300	0,003	37,93	2,9	58,4	3,8
18	18-19	0,005	10,7	20	0,023	18,91	1,8	1,6	3,8
19	19-20	0,092	10,7	400	0,023	17,32	1,6	27,5	3,8
20	20-21	1,580	2,4	300	0,016	10,85	4,5	185,9	3,8
21	21-22	0,344	8,6	800	0,025	20,44	2,4	143,6	3,8
22	22-23	0,044	13,2	2480	0,003	20,44	1,5	18,3	3,8
23	23-24	0,002	13,0	15	0,023	36,25	2,8	2,8	3,8
24	24-25	0,022	13,2	1260	0,003	67,07	5,1	100,1	3,8
25	25-26	0,005	13,0	35,0	0,023	87,07	6,7	37,3	3,8
26	26-27	0,006	14,1	50	0,023	92,34	6,5	49,0	3,8

Продолжение таблицы 3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
27	27-28	0,002	14,1	15	0,023	97,61	6,9	16,4	3,8
28	28-29	0,002	14,1	20	0,023	108,71	7,7	27,1	3,8
29	29-30	0,002	28,3	50	0,043	129,06	4,6	29,9	3,54
30	30-31	0,000	28,3	5	0,043	134,15	4,7	3,2	3,54
31	31-32	0,006	28,3	175	0,043	163,45	5,8	168,0	3,54
								4428	

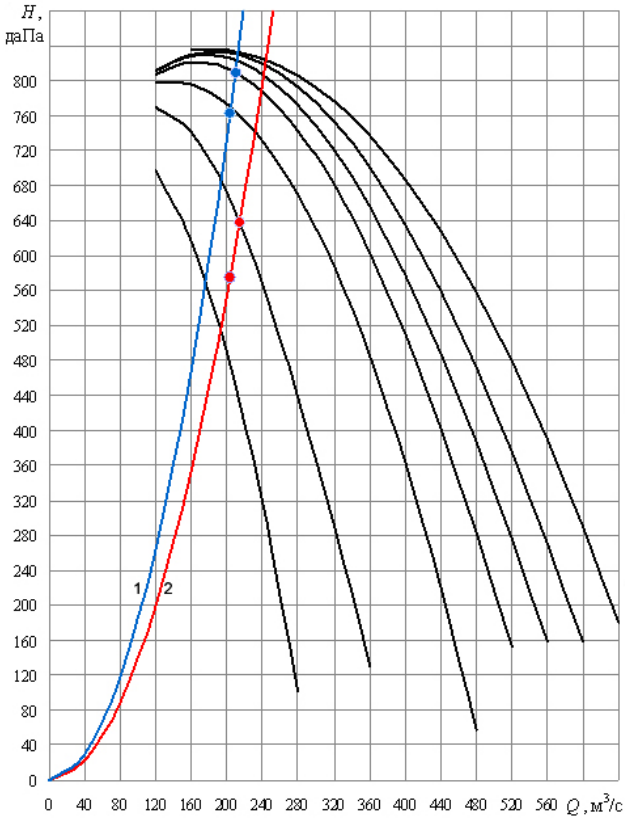


Рис. 4. Аэродинамические характеристики ВРЦД-4,5 и ШВС в 2017 году: 1 – базовая характеристика ШВС, 2 – проектная характеристика ШВС

Список литературы

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. ДНАОП 1.1.30-6.09-93. – К.: Основа, 1994. – 311 с.

УДК 622.28.04.44

© В.Я. Кириченко

МЕТАЛЛОРАМНЫЕ ШТРЕКОВЫЕ КРЕПИ НОВОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УРОВНЯ

Розглянуто нові конструкції рамних кріплень, що відповідають конкретним гірничо-геологічним умовам експлуатації, для забезпечення безпеки і підвищення економіки шахт.

Рассмотрены новые конструкции рамных крепей, отвечающих конкретным горно-геологическим условиям эксплуатации, для обеспечения безопасности и повышения экономики шахт.

New designs of frame supports that correspond to concrete mining-geological conditions of exploitation are considered, in order to provide safety and economics increase of mines.

Западно-Донбасский научно-производственный центр «Геомеханика» презентует свои новые разработки в области крепления горных выработок. Главным направлением Центра является инновационная работа по созданию и производству новых конструкций штрековых металлокрепей, обеспечивающих более эффективное и безопасное поддержание горных выработок.

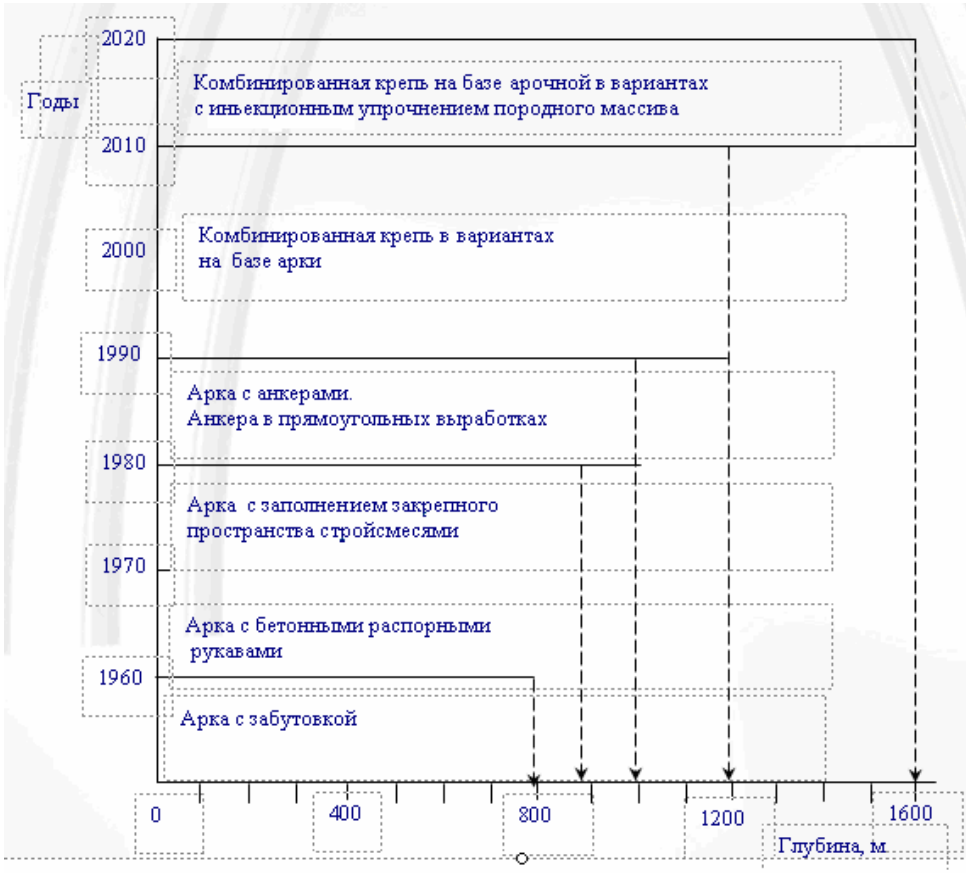
Концепцией реформирования угольной промышленности Украины намечен рост добычи угля до 100-110 млн. тонн в год. Это обстоятельство обуславливает необходимость существенного повышения надежности и экономичности проведения и крепления горных выработок, а также увеличения объемов их сооружения.

Отечественный и мировой опыт свидетельствует, что перспектива поддержания выработок на глубинах 800-1400 м будет связана исключительно с комбинированными охранными системами, главным элементом которых является арочная металлокрепь (табл. 1). Учитывая это, а также то, что 90% протяженности горных выработок угольных шахт поддерживается рамными металлокрепями, Центром разработана и реализуется за счет самофинансирования программа «Штрековая металлокрепь».

Необходимость наших разработок связана с предпосылками, приведенными в табл. 2, в которой показано, что применяемые крепи не обеспечивают технологический прорыв в угледобыче ни по эффективности, ни по безопасности, а может быть обеспечен за счет индустриально-инновационных новшеств, создаваемых на базе знаний геомеханики больших глубин угольных шахт. Многочисленные наблюдения в шахтах показывают, что геомеханика больших глубин – это физика больших давлений и больших перемещений пород. Именно на основе этих предпосылок разработаны крепи Центра.

Таблица 1

ЭТАПЫ ПРИМЕНЕНИЯ ШТРЕКОВЫХ КРЕПЕЙ
В РАЗЛИЧНЫХ КОМБИНАЦИЯХ (ГЛЮКАУФ, 2008, №2)



На базе изученной геомеханики взаимодействия системы «крепь-породный массив» сформулирована концепция создания геоэффективных крепей для широкого диапазона условий, суть, которой сводится к следующему:

– нарастание значимости и необходимость учета геомеханических процессов самоорганизации породного массива вокруг выработок для обоснования геометрических параметров и деформационно-силовых характеристик конструкций крепей;

– управление горным давлением крепями должно достигаться за счет повышения эффекта сводчатости над выработкой, повышения параметров рабочего режима крепей посредством сопряженности их поверхностей с массивом, реализации эффекта самозапирания крепей за счет рационального соотношения геометрических пара-

метров их элементов, формирования совместной породно-металлической консолидированной охранной конструкции выработки;

– повышение технико-экономического уровня крепления и поддержания горных выработок должно быть достигнуто за счет: качества изготовления, крепления и эксплуатации крепей при организации системного их мониторинга.

Таблица 2

СРАВНЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ТИПОВЫХ И РАЗРАБОТАННЫХ НПЦ «ГЕОМЕХАНИКА» МЕТАЛЛОКРЕПЕЙ

Типовые	**НПЦ «Геомеханика»**
1. Не препятствуют отрыву и разрушению пород над выработкой, уменьшению зоны неупругих деформаций	1. Повышают за счет формы эффект сводчатости над выработкой, консолидируют окружающие выработку породы, предотвращая дезинтеграцию массива
2. Не обеспечивает качественное сочленение элементов крепи, так как изготавливаются методом вальцевания	2. Обеспечивают надежное соединение элементов крепи, так как изготавливаются методом гидропрессования
3. В силу п.п.1 и 2 имеет место внезапная потеря устойчивости выработок и их завалы	3. В силу п.п.1 и 2 создается металлопородная охранная конструкция высокой грузонесущей способности, исключающая завалы выработок
4. Не воспринимают асимметричных нагрузок, что приводит к разрыву соединительных элементов и разрушению спецпрофиля	4. Устойчивы к асимметричным нагрузкам, обеспечивают за счет деформационно-силовых характеристик требуемый режим податливости и высокую степень взаимодействия с породами
5. Требуют возведения большого количества анкеров (12-15) при работе в комбинированных охранных системах выработок	5. При линейно-циркульных верхняках для создания комбинированной охранной системы достаточно установить 5-8 анкеров
6. Расход металла на один погонный метр выработки составляет до 1000 кг, общий расход нового металла – 100 тыс. т, трудоемкость перекрепления погонного метра выработки составляет 80-100 чел.-дн. – 1000 т, стоимость перекрепления 1 пог. м – 7-10 тыс. грн; затраты на поддержание выработок более 200 млн. грн	6. Экономия металла на 1 пог. м выработки составляет 100-120 кг, при переходе на шаг крепления выработок с 0,5 м на 0,67 м. Экономия средств на 1000 т добычи составляет 600-1000 грн по статье «крепление». Снижение производственных затрат на крепление и поддержание выработок на 20-35%

Исходя из этих предпосылок, обоснованы геометрические и деформационно-силовые характеристики крепей, повышающие уровень совместной работы с породным массивом, вовлекаемым в охранную конструкцию; устойчивы к асимметричным нагрузкам; обеспечивают высокую грузонесущую способность на сопряжениях

«штрек-лава»; сохраняют до 60% поперечного сечения выемочного штрека для повторного использования; комплектарны для создания комбинированных охранных систем выработок в сочетании с анкерами и литыми околоштрековыми полосами.

При разработке крепей нового технического уровня мы исходим из следующего принципиального положения: эффективность новых конструкций по сравнению с типовыми аналогами примерно равной массы и сечения и при том же материале (СВП), может быть охарактеризована коэффициентом конструктивного качества (критерий оптимальности), отражающим уровень использования прочностных свойств исходного материала. На сегодняшний день разработанные нами крепи нового технического уровня условно можно разделить на две категории: первого поколения (КШПУ-М; КЦЛ) – с однорадиусными элементами, и второго поколения (КМП-А3, А4 Р2; КЦЛО) – с двухрадиусными элементами крепи. Тенденция улучшения их потребительных свойств (эффективности) по сравнению с типовыми аналогами (АП-3; АП-5; АП-3 удл.) дана в таблице 3.

Таблица 3

СРАВНЕНИЕ ИЗВЕСТНЫХ ЗНАЧЕНИЙ КРИТЕРИЯ КРЕПЕЙ

Конструктивы крепей	**Типовые аналоги**	**Крепи нового технического уровня**	
		1-го поколения	2-го поколения
Коэффициент конструктивного качества	0,31 ÷ 0,37	0,42 ÷ 0,55	0,60 ÷ 0,70

Исходя из таких предпосылок, наши усилия сосредоточены на решении следующих задач:

– совершенствование формы и конструкции крепежной рамы в направлении повышения ее предельной способности, как важнейшей предпосылки увеличения рабочего сопротивления и конструктивной податливости за счет оптимизации формы сечения, и её максимального приближения к кривой горного давления;

– совершенствование технологии изгиба образующих элементов крепежной рамы за счет использования матричной гибки, обеспечивающей качественно более высокий уровень потребительских свойств крепи;

– совершенствование замковых соединений в направлении повышения величины рабочего сопротивления и его стабильности на всем интервале конструктивной податливости, как важнейшее средство обеспечения требуемых параметров характеристики крепи;

– совершенствование исходного прокатного шахтного профиля с целью последующей замены морально устаревших типов (СВП, КГВ) на более высокоэффективный профиль СПА, превосходящий, в том числе, и зарубежные аналоги.

Наши разработки по проблеме крепления и поддержания горных выработок обеспечивают решение ключевых задач: снижение общего и удельного расхода металла; повышение долговременной устойчивости выработок за счет существенного повышения параметров рабочих характеристик крепей; обеспечение достаточного уровня совместности их работы с прилегающим массивом пород; сокращение крат-

ности ремонтов и увеличение относительной доли повторно используемых выработок; уменьшение частоты несчастных случаев.

Учитывая мировой опыт, Западно-Донбасский НПЦ «Геомеханика» в основу своей деятельности поставил задачу совместного решения вопросов технической и геомеханической безопасности при креплении и поддержании горных выработок.

Техническая безопасность обеспечивается уже на стадии качественного изготовления крепей на современных производственных линиях исключительно методом гидравлического прессования, что обеспечивает высокое качество крепи по сравнению с крепями изготавливаемыми методом вальцевания. На сегодня ЗДНПЦ «Геомеханика» является отечественным лидером в производстве металлокрепей по таким технологиям.

Геомеханическая безопасность достигается гармоничной работой крепей в единой системе с породными массивами за счет рационального выбора их геометрических и деформационно-силовых характеристик. Именно этим достигаются экономичность проходки выработок и эффективность управления горным давлением при минимальных затратах, особенно при поддержании сопряжений штрек-лава.

Разработанные Центром «Геомеханика» металлокрепи адаптированы к усложнившимся горно-геологическим условиям применения: интенсивное горное давление, большое опускание кровли и пучение пород почвы, большие асимметричные нагрузки, значительные зоны разрушения пород приконтурного массива.

К особым качествам крепи следует отнести: обоснованное соотношение геометрических радиусов элементов крепи; нетрадиционное их соединение, воспринимающее разнонаправленные нагрузки; обеспечение высокой устойчивости крепи; адаптированная форма крепей, создающая условия для формирования консолидированной породной грузонесущей оболочки в условиях больших зон разрушения пород.

Крепи ЗДНПЦ «Геомеханика» получили достаточно высокую оценку со стороны производственников шахт. За 17 лет деятельности нами разработано 12 различных конструкций крепей: шатровые (КШПУ), овоидные (КМП-(А3-А5) Р2, циркульно-линейные (КЦЛ), полигональные (КПП), выпукло-треугольные (КВТ, КВТ-2), кольцевые (КМК), для разрезных печей (АПКР), для сопряжений (КС) и другие, характеристики которых представлены ниже. Новым техническим направлением в деятельности Центра стал выпуск циркульно-линейно-овоидных крепей (КЦЛО), которые применяются на шахтах в сочетании с анкерными системами и эффективны для поддержания сопряжений «штрек-лава».

Всего в настоящее время заводом ЗДНПЦ «Геомеханика» выпускается в промышленном масштабе 74 типоразмера указанных крепей. Годовая мощность завода до 50 тыс. тонн проката.

Нашими заказчиками и партнерами являются такие флагманы угольной промышленности, как: объединения «Павлоградуголь», «Красноармейскуголь», «Свердловантрацит», «Краснодонуголь», Донецкая угольная энергетическая компания (ДУЭК), «Волыньуголь», «Дзержинскуголь», угольная компания «Шахта «Красноармейская-Западная №1», шахты «Новодзержинская», «им. А.Г. Стаханова», «им. А.А. Скочинского» и др. Опытные партии крепей применяются на шахтах Российской Федерации, Болгарии и Ирана.

Применение крепей нового технического уровня уменьшило травматизм, обеспечило повышение экономических показателей шахт за счет увеличения темпов проведения выработок, проходки выработок увеличенных сечений, обеспечивающих повторное их использование.

Продолжительные наблюдения на угольных шахтах показывают, что условиям ведения горных работ по геометрическим и деформационно-силовым характеристикам не соответствуют не только конструкции традиционных крепей, но и спецпрофиль, из которого они изготавливаются.

Поэтому важной работой НПЦ «Геомеханика» стало создание совместно с металлургами нового высокоэффективного стального профиля СПА.

Необходимость этого подтверждается такими данными о поддержании выработок на угольных шахтах. На глубинах 800-1200 м и более 15-25% выработок деформировано из-за потери несущей способности спецпрофиля СВП. В связи с этим ремонту подлежит 60% протяженности поддерживаемых выработок, перекрепляется ежегодно до 40%. Трудоемкость ремонта выработок возросла до 85-100 чел.-дн. на 1000 т суточной добычи. Ежегодно в выработках проходит до 100 обрушений и завалов, сопровождающихся травматизмом, в том числе до 40% со смертельным исходом.

Поэтому выпуск нового спецпрофиля СПА имеет исключительно важное значение, как в экономическом, так и в социальном плане.

Сопоставительным анализом показано, что разработанный спецпрофиль СПА по техническим характеристикам отвечает мировым требованиям, а по некоторым важнейшим показателям превосходит лучшие зарубежные аналоги. От известных (СВП, КГВ) и зарубежных (KS/K02, V21-V36,TH) новый профиль по своим конструктивным параметрам отличается повышенными прочностными характеристиками в 3,6-4,0 раза и моментами сопротивления изгибающим деформациям в 1,4-1,6 раза. По суммарным параметрам СПА превосходит профили-аналоги по несущей способности на 16-20% на единицу массы изделия.

При этом существенно увеличен типоразмерный ряд профиля СПА (21, 24, 27, 30, 33, 36 кг/м) по сравнению с профилем СВП (22, 27, 33 кг/м), что резко повышает как многовариантность его применения, так и возможность увеличения сечения горных выработок.

На данный период времени СПА не имеет аналогов в мировой практике.

Учитывая, что в ближайшее время средняя глубина ведения горных работ на угольных шахтах достигнет 800 м, и осваиваются глубины 1200-1400 м, технический прорыв в области крепления и поддержания горных выработок может быть обеспечен только при наличии устойчивого к большим нагрузкам шахтного спецпрофиля. Общий экономический эффект для угольной промышленности Украины при переходе на профиль СПА оценивается более 800 млн. грн/год.

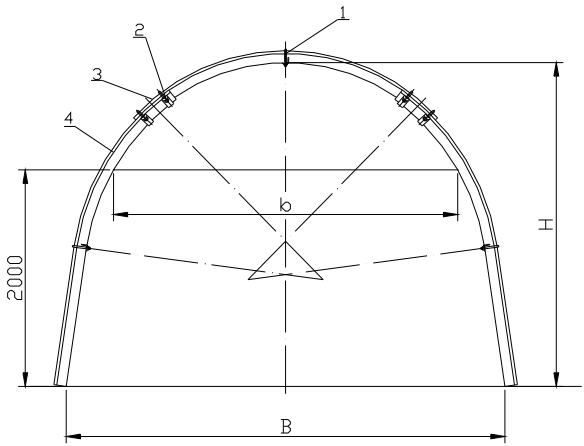
НПЦ «Геомеханика» приглашает заинтересованных лиц для реализации проекта по выпуску спецпрофиля СПА на долевых началах.

Реализация этого проекта обеспечит реализацию двуединой задачи: переход на новый более эффективный спецпрофиль для изготовления крепей и разработка и внедрение новых металлоресурсных с высокими показателями работы крепей, в том числе из нового спецпрофиля.

Центр оказывает также специализированные услуги: оценку горно-геологических условий, выбор для них наиболее эффективных конструкций крепей, организацию подземного горно-механического мониторинга за работой крепей, расчет экономического эффекта от внедрения крепей.

Уважаемые партнеры! Наши крепи действительно уникальны, они выгодно отличаются от известных как по техническим, так и качественным показателям. НПЦ «Геомеханика» занимает на рынке шахтных услуг уверенное, стабильное положение, он обладает надлежащим производственным и творческим потенциалом и готов удовлетворить требования самых взыскательных партнеров.

КРЕПЬ ШАТРОВАЯ ПОДАТЛИВАЯ УДЛИНЕННАЯ (КШПУ-М)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – верхняк; 4 – стойка

Крепь КШПУ-М (крепь шатровая, податливая, удлиненная, модернизированная) – воплощение научных знаний, инженерного расчета и достижений шахтерской практики.

Разработанный типовой ряд крепи, включающий сечения 9,5-10,5-11,1-11,7-12,1-13,7-14,4-15,1-17,7-20,3-25,5 м^2 отличается от известных арочных крепей увеличением высоты за счет удлинения прямолинейной части стоек крепи, что обеспечивает компенсацию пучения пород; наклоном стоек крепи под углом 80-82º к плоскости почвы выработки для повышения ее отпора боковому давлению пород; уменьшением длины и радиуса верхняка с целью уменьшения верхнего пролета и повышения отпора давлению со стороны пород кровли; рациональным отношением радиусов стойки и верхняка, при котором обеспечивается самозапирание крепи.

Оптимальная форма крепи и соотношение параметров ее элементов повышают эффект арочности, обеспечивая вовлечение в работу приконтурного массива путем формирования вокруг выработки консолидированной породной оболочки.

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КШПУ-М

Количество звеньев крепи	Сечение в свету, м^2	B, мм	H, мм	b, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Тип спецпрофиля	Масса спецпрофиля рамы, кг
3	6,5	3204	2553	2150	477	780	СВП-27	216
	7,9	3669	2746	2626	329	670	СВП-27	230
	9,1	3848	2985	3020	313	638	СВП-27	250
	9,5	3868	2996	3046	260	380	СВП-19	174
		3873	2990	3037		443	СВП-22	198
	10,5	4020	3318	3294	230	397	СВП-19	183
		4028	3313	3288		451	СВП-22	209
	11,1	4462	3050	3540	250	404	СВП-22	209
		4464	3043	3523	270	550	СВП-27	257
	11,7	4304	3403	3552	250	421	СВП-22	220
		4314	3396	3542		589	СВП-27	271
	12,1	4400	3379	3558	244	403	СВП-22	220
		4407	3370	3546		564	СВП-27	271
	13,7	4928	3438	4235	250	395	СВП-22	232
		4931	3430	4220	270	540	СВП-27	284
		4936	3421	4205	300	700	СВП-33	352
	14,4	4644	3812	4000	249	560	СВП-27	298
		4657	3803	3993		670	СВП-33	369
	15,1	5217	3667	4393	268	490	СВП-27	298
		5223	3658	4382		586	СВП-33	369
	17,7	5335	4103	4631	268	490	СВП-27	325
		5345	4093	4624		586	СВП-33	402
	20,3	5697	4473	5142	270	470	СВП-27	352
		5707	4464	5137	300	560	СВП-33	436
	25,5	6612	4824	6018	480	675	СВП-33	473
5	25,5	6626	4819	6060	315	680	СВП-33	501

Конструктивная податливость крепи по замкам – 300 мм, технологическая с учетом внедрения стоек в почву – 600-700 мм. Предназначена для условий, когда боковое смещение пород составляет 300-400 мм, а величина пучения пород почвы достигает 800 мм. Весьма эффективна при вертикально-боковых смещениях пород-

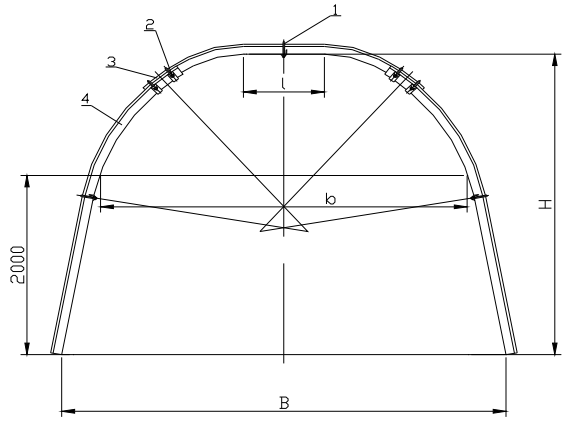
ного массива. Несущая способность крепи в 1,2-1,3 раза выше по сравнению с обычной арочной крепью.

Шахты, использующие крепи КШПУ-М, добились улучшения технико-экономических показателей в креплении и поддержании горных выработок. Крепь имеет запас площади поперечного сечения, сохраняет эксплуатационные параметры выемочных штреков на весь срок службы, обеспечивает ресурсосбережение и безопасность их эксплуатации.

ОБЪЕМЫ ВЫПУСКА И ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПИ КШПУ-М

Наименование предприятия	Типоразмер крепи	Период	Количество комплектов
ОАО «Павлоградуголь»	КШПУ-М 9,5; 11,1; 11,7; 13,7; 14,4; 15,1; 17,7	2000÷2007 г.	278518
ш. «Красноармейская-Западная №1»	КШПУ-М 11,7; 14,4; 17,7; 20,3; 22,0	2005÷2010 г.	45386
ш. «Краснолиманская»	КШПУ-М 20,3	2002 г.	560
ш. «им. Скочинского»	КШПУ-М 13,7	2005 г.	250
ш. «им. А.Г. Стаханова»	КШПУ-М 13,7; 14,4; 15,1; 17,7	2007÷2010 г.	2027
ГП «Ровенькиантрацит»	КШПУ-М 9,5; 11,1; 13,7; 14,4; 15,1	2006÷2007 г.	5112
ГП «Свердловантрацит»	КШПУ-Р2 15,5	2009 г.	275
шахта «Euromangan», Болгария	КШПУ-М 13,7; 12,9	2005 г.	1040

КРЕПЬ КЦЛ (КРЕПЬ ЦИРКУЛЬНО-ЛИНЕЙНАЯ)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – верхняк; 4 – стойка

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КЦЛ

Сечение в свету, м^2	*B*, мм	*H*, мм	*b*, мм	*L*, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Тип спецпрофиля	Масса спецпрофиля, рамы, кг
6,3	3770	2140	1900	720	250	407	СВП-22	165
9,5	3868	2917	3046	600	230	350	СВП-19	174
	3873	2912	3037		250	403	СВП-22	198
10,3	4560	2725	3520	1400	250	370	СВП-22	205
11,1	4496	2955	3522	800	250	374	СВП-22	209
	4479	2951	3501		270	520	СВП-27	257
11,7	4304	3301	3552	800	250	305	СВП-22	220
	4314	3293	3542		270	350	СВП-27	271
14,4	4644	3719	4000	800	270	560	СВП-27	298
	4657	3710	3993		300	670	СВП-33	369

Сложности в поддержании горных выработок на сопряжениях штрек-лава значительно упрощаются при использовании крепи КЦЛ с циркульно-линейным верхняком. КЦЛ с линейным участком верхняка обеспечивает качественно иной уровень

поддержания выемочных штреков до подхода лавы и при снятии стоек крепи для обеспечения передвижки забойного конвейера.

Наличие циркульно-линейного верхняка облегчает операции по поддержанию выемочных штреков, примыкающих к коневым участкам лав, создает удобства для усиления крепи с применением усиливающих индивидуальных или анкерных крепей, обеспечивает требуемое геомеханическое равновесие усиленной системы «крепь-массив» при временном демонтаже стоек крепи и проходе очистного забоя.

Циркульно-линейная форма верхняка обеспечивает повышение его сцепления с породами кровли и отпор крепи, своевременное вовлечение ее в работу, в результате чего улучшаются условия нагружения крепи со стороны кровли и боков выработки. За счет формы верхняка улучшены характеристики статической несущей способности и повышена восприимчивость крепи к возможным динамическим нагрузкам со стороны кровли.

Применение крепи обеспечивает сохранение контура и уменьшение потери сечения выработок, что повышает возможность их вторичного использования.

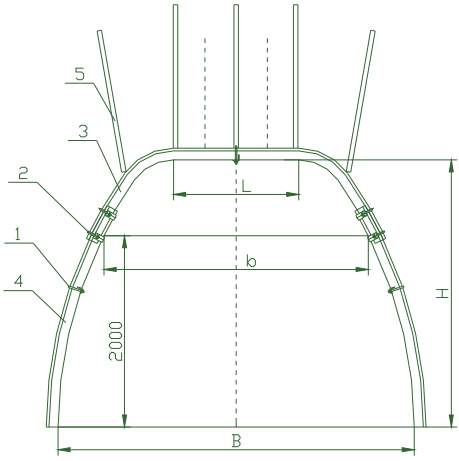
Рабочие характеристики КЦЛ аналогичны таковым для КШПУ-М.

Рекомендуется для широкого диапазона горно-геологических условий шахт Донбасса.

ОБЪЕМЫ ВЫПУСКА И ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПИ КЦЛ

Наименование предприятия	Типоразмер крепи	Период	Количество комплектов
ОАО «Павлоградуголь»	КЦЛ-9,5; 10,3; 11,1; 11,7; 17,2	1999 ÷ 2007 г.	8510
ш. «Полтавская-Комсомольская»	КЦЛ-6,3; 10,3	2004 ÷ 2005 г.	1303
ш. «им. Скочинского»	КЦЛ-14,1	2005 г.	180
ш. «Красноармейская-Западная №1»	КЦЛ-17,2	2007 г.	120
ГП «Свердловантрацит»	КЦЛ-14,4	2007 г.	70
ГП «Снежное»	КЦЛ-8,2; 10,7	2007 ÷ 2008 г.	530

КРЕПЬ КЦЛО
(КРЕПЬ ЦИРКУЛЬНО-ЛИНЕЙНАЯ ОВОИДНОГО ТИПА)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – верхняк; 4 – стойка; 5 – анкерные системы в кровле

Крепь КЦЛО представляет собой раму с плоско-изогнутым верхняком и наклонными стойками и может выполнять функцию, как самостоятельной несущей конструкции, так и оградительно-поддерживающей в комбинации с анкерной крепью. Формируемый при такой конструкции крепи контур выработки – плоская кровля с наклонно-овоидными боками, позволяет более рационально и эффективно возводить анкерные системы в кровле, а именно – перпендикулярно напластованию пород с возможностью варьирования угла анкерования вдоль оси выработки; при этом радиально-изогнутые стойки крепи создают отпор смещению боковых пород в выработку, взамен (и исключению) боковым анкерам.

Таким образом, конструкция крепи КЦЛО – максимально комплектарна к анкерным системам, что резко усиливает эффект анкерования породного массива, при снижении количества возводимых анкеров примерно в 2 раза и, самое главное – сохранение формы сечения выработки для повторного поддержания за лавой.

Разработано 16 типоразмеров крепи КЦЛО, в том числе 11 типоразмеров – 3-х элементная и 5 типоразмеров – 5-ти элементная.

Крепь КЦЛО прошла промышленные испытания на шахтах ОАО «Павлоградуголь» в 2007 ÷ 2008 годах.

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КЦЛО

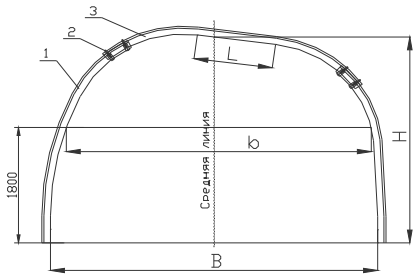
Кол-во эле-мен-тов	Наимено-вание крепи	*B*, мм	*H*, мм	*b*, мм	*l*, мм	Рабочее сопро-тивле-ние крепи, кН/арку	Предель-ная не-сущая способ-ность, кН/арку	Тип СВП	Масса про-филя рамы, кг
3	КЦЛО-7,0	3406	2419	2376	1300	220	650	22	176
						240	875	27	217
	КЦЛО-8,6	3702	2794	2746	1300	220	582	22	195
						240	815	27	240
	КЦЛО-9,5	3849	2969	2940	1300	220	561	22	203
						240	785	27	250
	КЦЛО-11,2	4124	3225	3397	1600	220	526	22	220
						240	736	27	272
	КЦЛО-12,4	4403	3391	3653	1600	220	495	22	230
						240	692	27	282
	КЦЛО-13,1	4679	3329	3872	1900	220	464	22	232
						240	649	27	285
						286	772	33	352
	КЦЛО-14,1	4835	3742	4074	842	480	680	27	298
						576	816	33	368
	КЦЛО-15,6	4923	3812	4269	1900	240	617	27	312
						288	740	33	386
	КЦЛО-16,1	5160	4353	4011	842	420	600	27	315
						504	720	33	389
	КЦЛО-18,0	5427	4060	4730	1900	240	554	27	329
						288	664	33	407
	КЦЛО-19,1	5427	4262	4866	1900	240	554	27	340
						288	664	33	420
4	КЦЛО-13,3	4663	3391	3902	1850	220	463	22	249
						240	467	27	304
						286	556	33	376
	КЦЛО-14,6	5063	3391	4302	2250	240	591	27	315
						288	709	33	389
	КЦЛО-16,0	5463	3391	4702	2650	240	544	27	325
						288	653	33	402
	КЦЛО-17,3	5863	3391	5102	3050	240	520	27	336
						288	624	33	415
	КЦЛО-18,0	6063	3391	5302	3250	240	490	27	336
						288	588	33	415

ОБЪЕМЫ ВЫПУСКА И ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПИ КЦЛО

Шахта	Типоразмер крепи	Выработка	Количество комплектов
ОАО «Павлоградуголь» 2007 ÷ 2009 г.:			
ш. «Терновская»	КЦЛО-11,2	351 сборный штрек пл. C_4 бл. №3	811
ш. «Павлоградская»	КЦЛО-11,2; 12,4	413 сборный штрек	80
ш. «Благодатная»	КЦЛО-11,2	124 бортовой штрек (н)	50
ш. «им. Героев космоса»	КЦЛО-11,2	1061 бис бортовой штрек	20
ш. «Самарская»	КЦЛО-11,2	8 ЮПКШ; 8 ЮПОШ	796
ш. «им. Сташкова»	КЦЛО-12,4	428 сборный штрек	100
ш. «Степная»	КЦЛО-11,2; 17,2	ВПШ г.400м	1685
ш. «Западно-Донбасская»	КЦЛО-11,2	1027 сборный штрек	63
ш. «Днепровская»	КЦЛО-12,4		50
ГП «Краснодонуголь»	КЦЛ0-13,1; 13,3; 14,6	2009 ÷ 2010 г.	1768

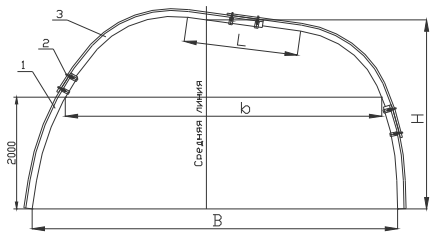
КРЕПЬ КЦЛО (КОСОНАКЛОННАЯ)

3-х звенная



1 – стойка; 2 – замок; 3 – верхняк

4-х звенная



1 – стойка; 2 – замок;
3 – элемент составного верхняка

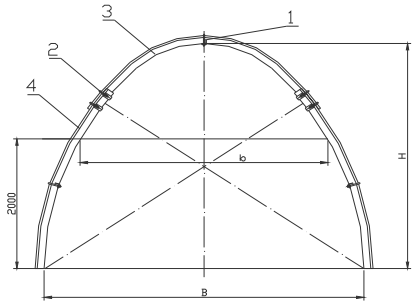
ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КЦЛО (КОСОНАКЛОННАЯ)

Кол-во звеньев крепи	Наименование крепи	*H*, мм	*B*, мм	*b*, мм	*L*, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Тип СВП	Масса профиля рамы, кг
3	КЦЛО-13,3	3200	4700	4382	1135	240	620	27	290
	КЦЛО-14,6	2955	5200	4830	1586	240	567	27	315,5
4	КЦЛО-16,8	3318	5960	5140	1858	240	491	27	340
						288	589	33	420

Крепь КЦЛО 4-х звенная применялась на шахте «им. А.Ф. Засядько», крепь КЦЛО 3-х звенная – на ОАО «Краснодонуголь».

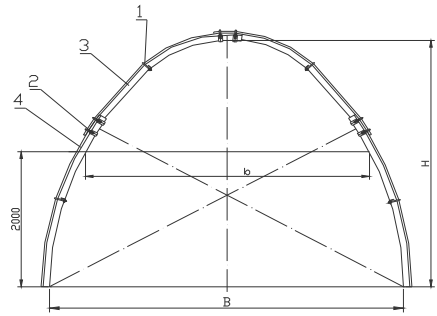
КРЕПЬ МЕТАЛЛИЧЕСКАЯ ПОДАТЛИВАЯ ОВОИДНАЯ
3-Х И 4-Х ЗВЕННАЯ, ДВУХРАДИУСНАЯ

КМП-А3Р2



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – верхняк; 4 – стойка

КМП-А4Р2



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – элемент составного верхняка; 4 – стойка

Прогрессирующее ухудшение горно-геологических условий разработки, связанное с ростом глубины, обуславливает существенное ухудшение состояния горных выработок. Отказы серийных конструкций крепи при этом приобретают массовый характер и являются основной причиной вынужденного сплошного перекрепления выработки зачастую уже через 3-4 месяца после ее проходки.

Согласно современным требованиям, рамные крепи, используемые в тяжелых геомеханических условиях должны иметь рабочее сопротивление до 400 кН на раму и конструктивную податливость на уровне 800 мм и более.

ОБЪЕМЫ ВЫПУСКА И ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПИ КМП-А3(А4)Р2

Наименование предприятия	Типоразмер крепи	Период	Количество комплектов
ш. «им. А.Г. Стаханова»	КМП А3Р2-12,4; 14,1; 16,1; 18,0	2002-2008 г.	24738
ш. «Красноармейская-Западная №1»	КМП А4Р2-22,0	2008-2009 г.	2500
ш. «им. Скочинского»	КМП А3Р2-14,1	2006 г.	210
ш. «им. А.Ф. Засядько»	КМП А4Р2-22,0	2006-2007 г.	2168
ш. «м. В.М. Бажанова»	КМП А3Р2-14,1	2004 г.	120
ГП «Свердловантрацит»	КМП А3Р2-14,1	2009-2010 г.	432
ДУЭК «ш. им. Абакумова»	КМП А3Р2-14,1; КМП А4Р2-15,9	2009-2010 г.	1819

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КМП-А3(А4)Р2

Тип крепи	Сечение рамы в свету, м^2	B , мм	H , мм	B , мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/раму	Предельная несущая способность, кН/раму	Тип СВП	Масса спецпрофиля рамы, кг
КМП-А3Р2	6,6	3395	2538	1962	783	990	СВП-27	216
	7,7	3665	2790	2310	652	979	СВП-27	230
	10,2	4080	3306	3056	588	882	СВП-27	260
	11,4	4355	3474	3382	380	570	СВП-22	220
		4340	3470	3363	553	830	СВП-27	270
	12,4	4540	3615	3720	520	780	СВП-27	285
	13,3	4700	3666	3806	497	745	СВП-27	285
		4685	3656	3788	653	980	СВП-33	352
	14,1	4835	3793	3969	480	720	СВП-27	296
		4825	3788	3953	627	940	СВП-33	366
	15,5	5065	4007	4242	447	670	СВП-27	312
		5055	4002	4230	593	890	СВП-33	386
	16,1	5160	4095	4353	420	630	СВП-27	323
		5145	4036	4294	573	860	СВП-33	386
	18,0	5470	4380	4713	420	630	СВП-27	339
		5470	4366	4713	573	860	СВП-33	419
КМП-А4Р2	15,9	5130	4005	4287	457	640	СВП-27	326
		5160	3988	4279	610	870	СВП-33	402
	18,0	5470	4364	4713	450	630	СВП-27	353
		5470	4350	4713	610	860	СВП-33	436
	22,0	5858	4577	5279	420	588	СВП-27	373
		5858	4577	5279	570	803	СВП-33	461

Центром «Геомеханика» для таких сложных горно-геологических условий разработана крепь металлическая податливая арочная двухрадиусная КМП-А3Р2 (трех элементная) и КМП-А4Р2 (четырех элементная). Крепь имеет форму овоида, максимально приближенного к эллипсу и кривой горного давления. Данная форма крепи является самой устойчивой при воздействии на нее всестороннего с преобладанием вертикального давления породного массива; её способность выше типовой АП-3 в 1,7÷2,0 раза.

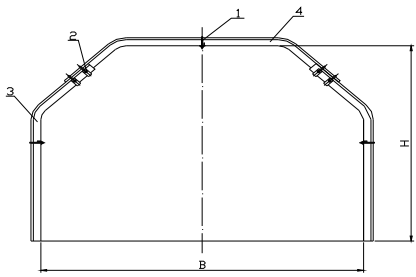
Разработанная конструкция крепи позволила практически без изменения веса комплекта увеличить несущую способность верхняка («критический элемент») примерно в 2,7 раза за счет увеличения кривизны и уменьшения пролета, увеличить податливость до 700 мм для КМП-А3Р2, до 1000 мм для КМП-А4Р2. На этой основе и путём постановки в главных узлах податливости дополнительных замковых соединений (типа АП3.070) с одновременным увеличением нахлестки до 600 мм, была

повышена примерно в 2 раза величина рабочего сопротивления. Повышенная конструктивная податливость обеспечивалась за счет того, что сопрягались сегменты с одинаковой длиной и уменьшенной одинаковой кривизной двухрадиусного исполнения.

Шахтная практика применения овоидных крепей показала возможность повторного поддержания выемочных штреков за лавой.

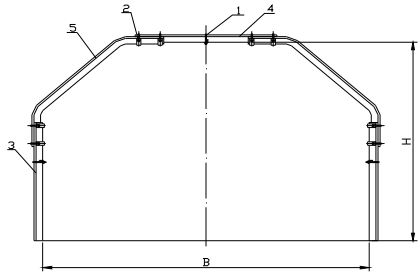
КРЕПЬ ПОЛИГОНАЛЬНАЯ ПОДАТЛИВАЯ (КПП)

КПП-3 (3-х звенная)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – стойка; 4 – верхняк

КПП-5 (5-ти звенная)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – стойка; 4 – горизонтальный элемент верхняка; 5 – наклонный элемент верхняка

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КПП

Тип крепи	Сечение рамы в свету, м^2	B, мм	H, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/раму	Предельная несущая способность, кН/раму	Тип СВП	Масса спецпрофиля рамы, кг
КПП-3	10,2	3697	2995	140	435	22	212
		3678	2990	160	585	27	259
	11,5	4137	2995	140	415	22	220
		4118	2990	160	560	27	271
	12,3	4740	2900	160	495	27	295
	14,4	4700	3200	160	500	27	319
	14,7	4740	3441	160	495	27	325
КПП-5	14,7	4700	3400	160	500	27	325
		4700	3400	190	660	33	401

Особенность конструкции крепи КПП состоит в том, что элементы рамы изготовляются точечно-прессовальным изгибом прямолинейных отрезков спецпрофиля СВП под углом 135º. Разработано два варианта крепи: 3-х звенная при вертикальной податливости и 5-ти звенная при горизонтальной и вертикальной податливости.

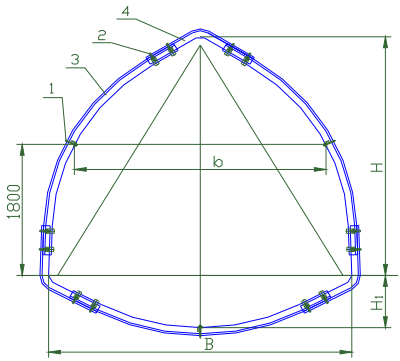
Крепь предназначена для ограниченных условий поддержания подготовительных выработок: залегание в кровле слоя пород высокой прочности (песчаник, известняк), когда требуется минимизировать присечку пород и обеспечить поддержание выработки под плоской кровлей. По сравнению с обычно применяемой в таких условиях трапециевидной крепью, крепь КПП имеет повышенную грузонесущую способность и требуемую податливость, что обеспечивает качественно новый уровень поддержания до подхода лавы; и при снятии стойки крепи – обеспечение передвижки забойного конвейера.

Конструкция крепи КПП адаптируется для установки индивидуальных стоек усиления и позволяет более эффективно и рационально возводить анкерные системы.

Крепь КПП прошла промышленные испытания на шахте «Благодатная» ОАО «Павлоградуголь» в 2001 году.

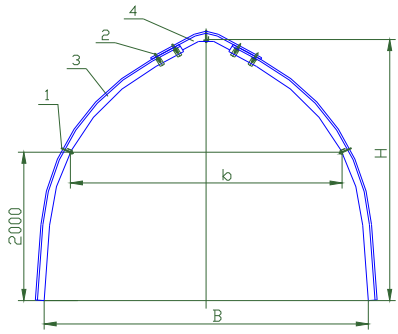
КРЕПЬ ВЫПУКЛО-ТРЕУГОЛЬНАЯ (КВТ)

КВТ (выпукло-треугольная замкнутая)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – элемент крепи; 3 – соединительный элемент

КВТ-2 (выпукло-треугольная)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – стойка; 4 – соединительный элемент

Конструкция крепи КВТ обладает высокой несущей способностью (в 1,3÷1,6 раза выше крепи АП-3) за счёт исполнения элементов цельными и отсутствия шарниров по контуру рамы. Форма крепи, аналогичная формуле треугольника Рело, имеет остроконечную стрелу свода, близкую к своду естественного равновесия, что способствует снижению давления веса обрушенных пород и обтеканию их по радиально-наклонному контуру, самоторможению и консолидации породной оболочки

вокруг выработки. Нетрадиционно выполненное сочленение цельных несущих элементов соединительным треугольным башмаком обеспечивает первоначально режим податливости с нарастающим сопротивлением, а в последующем – переход в жёсткий режим. Такое взаимодействие предотвращает перекос и разрыв соединительных элементов, исключает необходимость установки упорных хомутов.

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КВТ

Тип крепи	Сечение в свету, $м^2$	B, мм	H, мм	b, мм	H_1, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Тип спецпрофиля	Масса спецпрофиля рамы, кг
КВТ	7,5	3612	3044	2582	612	320	476	СВП-22	318
	9,5	3876	3276	3218	717	325	488	СВП-22	338
	12,0	4185	3552	3914	896	318	477	СВП-22	375
		4198	3562	3910	897	387	582	СВП-27	459
	14,1	4710	4011	4239	832	311	467	СВП-22	404
		4718	4016	4238	832	380	571	СВП-27	496
	16,2	5040	4275	4664	943	371	557	СВП-22	519
		5074	4266	4674	938	452	678	СВП-27	642
	17,2	5188	4392	4853	996	371	557	СВП-27	535
		5183	4386	4836	991	452	679	СВП-33	662
КВТ-2	6.4	3149	2619	1907	—	450	750	СВП-27	216
	8,3	3680	2930	2760		343	450	СВП-22	192
			2934			356	637	СВП-27	240
	9,8	3850	3360	3125		338	485	СВП-22	205
		3869	3491	3258		357	637	СВП-27	270
	10,6	4120	3384	3347		334	464	СВП-22	215
	11,5	4240	3563	3573		258	460	СВП-22	221
			3568			326	582	СВП-27	271
	11,7	4300	3580	3634		258	460	СВП-22	223
			3587			327	507	СВП-27	274
	14,5	4800	4072	4153		251	389	СВП-22	246
			4075			320	489	СВП-27	302
	16,2	5220	4150	4573		311	482	СВП-27	315
			4155			392	607	СВП-33	389
	17,5	5410	4240	4845		310	480	СВП-27	323
		5400	4245	4835		421	586	СВП-33	399

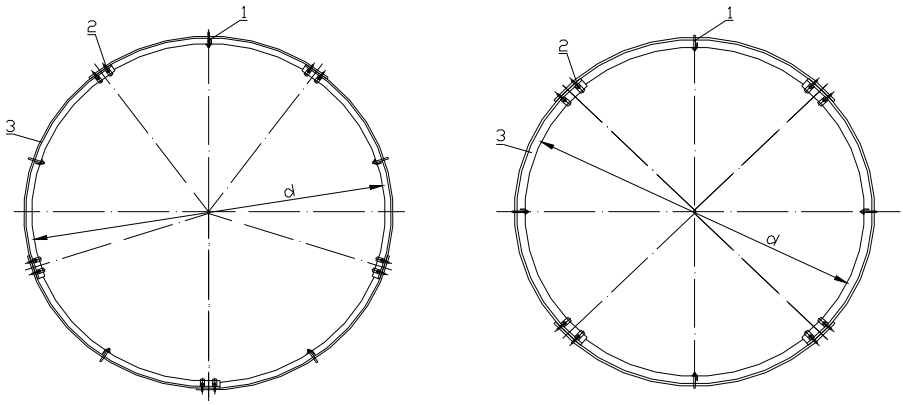
Крепь КВТ предназначена для основных подготовительных (магистральные штреки, уклоны, бремсберги) и капитальных (квершлаги, околоствольные камеры, ходки) выработок, исключающих последующее их перекрепление.

ОБЪЕМЫ ВЫПУСКА И ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПИ КВТ, КВТ-2

Шахта	Типоразмер крепи	Период	Количество комплектов
ш. «Днепровская» ОАО «Павлоградуголь»	КВТ-12,0; 14,1 КВТ-2 11,7; 14,5	1997÷2001 г. г. 1994÷2002 г.г.	365 849
ш. «им. Героев космоса»	КВТ-2 11,7	2002 г.	140

КРЕПЬ КМК-5 **КРЕПЬ КМК-4**

(КРЕПЬ МЕТАЛЛИЧЕСКАЯ КОЛЬЦЕВАЯ 4-Х И 5-И ЗВЕННАЯ)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – сегмент кольца

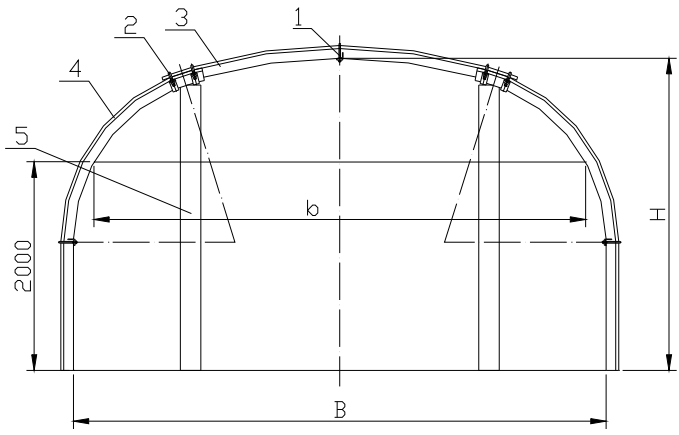
Ключевая задача на шахтах в поддержании разветвленной сети горных выработок связана с креплением выработок главного направления в сложных горно-геологических условиях. Для условий интенсивного горного давления и ожидаемых больших смешений пород разработаны крепи типа КМК.

Доказано, что применение этих крепей обеспечивает: высокий уровень сопряженности поверхностей массива и элементов крепи; равнопрочный контур горных выработок; поглощение асимметричных нагрузок; предотвращает пучение; исключает возможность внезапных вывалов пород и завалов выработок, даже при динамических нагрузках.

ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ КМК

Тип крепи	Сечение в свету, $м^2$	Диаметр крепи, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Тип спецпрофиля	Масса спецпрофиля рамы, кг
КМК-4	7,9	3200	280	463	СВП-22	265
		3186	300	610	СВП-27	325
	9,6	3500	280	459	СВП-22	287
		3490	300	599	СВП-27	353
	12,6	4010	280	451	СВП-22	331
		4000	300	591	СВП-27	406
	14,9	4380	300	570	СВП-27	433
		4360	330	671	СВП-33	536
	15,5	4454	300	561	СВП-27	433
		4440	330	675	СВП-33	536
	24,5	5600	300	489	СВП-27	541
		5584	330	579	СВП-33	670
КМК-5	23,7	5504	270	495	СВП-27	541
		5490	300	571	СВП-33	670
	24,5	5600	270	470	СВП-27	541
		5584	300	560	СВП-33	670

КРЕПЬ АПКР
(АРОЧНАЯ ПОДАТЛИВАЯ КРЕПЬ РАЗРЕЗОВ)



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – верхняк; 4 – стойка;
5 – стойка рудничная

ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ АПКР

Ширина в свету до осадки, мм	5200
Высота в свету до осадки, мм	2995
Сечение в свету до осадки, м^2	12,5

Арочная податливая крепь разрезов АПКР разработана для крепления разрезных печей и монтажных камер при принципиально новом способе монтажа очистного комплекса. Использование крепи АПКР – эффективный способ поддержания монтажных камер с малым сроком службы.

Особенностью крепи АПКР является то, что радиусы стоек крепи меньше радиуса верхняка. Данная особенность позволяет уменьшить высоту выработки при сохранении ее ширины и максимально приблизить сечение выработки под размеры монтируемого комплекса, что облегчает операции по монтажу и уменьшает расходы лесоматериалов. Также, при монтаже очистного комплекса в разрезной печи, закрепленной крепью АПКР, появляется возможность перемещения работающих в полный рост, что позволяет улучшить условия труда, качество монтажных работ и сделать работу по монтажу более безопасной.

Использование крепи АПКР в комплексе с анкерным креплением позволяет повысить эффективность эксплуатации крепи за счет облегчения операции съема стойки со стороны призабойного пространства на время выезда очистного комплекса на

отрабатываемый пласт.

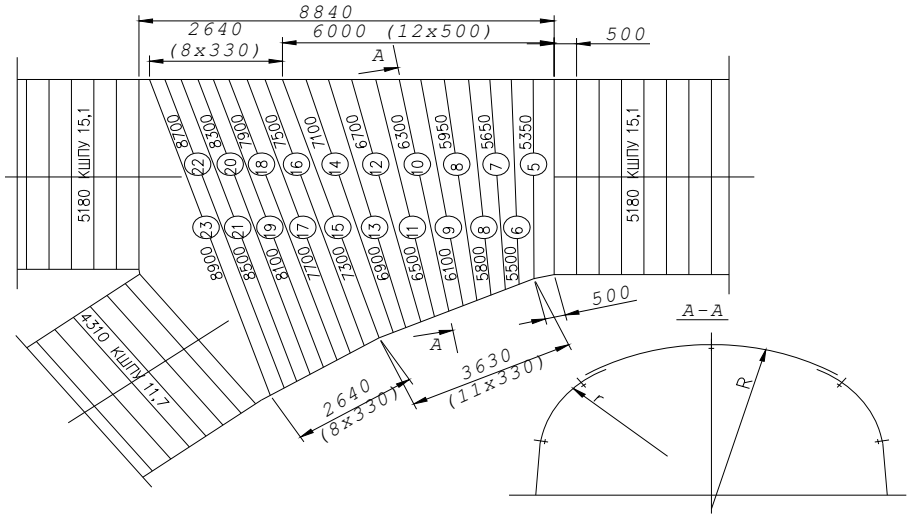
Арочная податливая крепь разрезов АПКР состоит из трех элементов, замков для податливого соединения элементов крепи, межрамных стяжек и затяжки. Крепь дополнительно усиливается двумя деревянными стойками, установленными под замки.

Крепь АПКР разработана для условий, когда боковые смещения пород составляют 300-400 мм, а величина пучения за весь срок службы достигает 700-800 мм. Запас крепи по высоте обеспечивает необходимую для монтажа очистного комплекса площадь сечения крепи.

ОБЪЕМЫ ВЫПУСКА И ПРИМЕНЕНИЯ КРЕПИ АПКР

Наименование предприятия	Типоразмер крепи	Период	Количество комплектов
ОАО «Павлоградуголь»	АПКР-12,5	2002-2007 г.г.	5194
ш. «им. А.Г. Стаханова»	АПКР-12,5	2005 г.	240

КРЕПЬ КС (КРЕПЬ СОПРЯЖЕНИЙ)



ПАРАМЕТРЫ КРЕПИ СОПРЯЖЕНИЙ

Наименование сопряжения	Типы сопрягаемых крепей	Тип СВП
Сопряжение КШПУ №1	КШПУ 9,2 – КШПУ 9,5	СВП-27
Сопряжение КШПУ №2	КШПУ 11,7 – КШПУ 9,5	
Сопряжение КШПУ №3	КШПУ 11,7 – КШПУ 11,7	
Сопряжение КШПУ №3А	АП 11,2 - КШПУ 11,7	
Сопряжение КШПУ №4	КШПУ 15,1 – КШПУ 11,7	
Сопряжение КШПУ №4Б	АП 13,8 – КШПУ 10,5	
Сопряжение КШПУ №4Д	КШПУ 13,7 – КШПУ 11,7	
Сопряжение КШПУ №4Е	КШПУ 14,4 – КШПУ 11,7	
Сопряжение КШПУ №5	КШПУ 17,7 – КШПУ 11,7	
Сопряжение КШПУ №5Б	КШПУ 13,7 – КШПУ 13,7	
Сопряжение КШПУ №5В	КШПУ 14,4 – КШПУ 14,4	
Сопряжение КШПУ №5Г	АП 13,8 – АП 13,8	
Сопряжение КШПУ №5Д	КШПУ 14,4 – КШПУ 14,4	
Сопряжение КШПУ №5Е	КШПУ 14,4 – КШПУ 14,4	
Сопряжение КШПУ №6	КШПУ 17,7 – КШПУ 14,4	
Сопряжение КШПУ №7	КШПУ 17,7 – КШПУ 15,1	
Сопряжение АПШ №1	АП 9,2 – АП 9,2	
Сопряжение АПШ №2	АП 11,2 – АП 9,2	
Сопряжение АПШ №3	АП 11,2 – АП 11,2	
Сопряжение АПШ №4	АП 13,8 – АП 11,2	
Сопряжение АПШ №4А	АП 13,8 – АП 11,2	
Сопряжение АПШ №4В	АП 13,8 – КШПУ 10,5	
Сопряжение АПШ №5	АП 15,5 – АП 11,2	
Сопряжение АПШ №6	АП 13,8 – АП 13,8	
Сопряжение АПШ №11	АП 9,2 – АП 9,2	
Сопряжение кольцевых крепей №1А	Кольцо Ǿ 4,5 – Кольцо Ǿ 4,5	
Сопряжение циркулярное №2	Кольцо Ǿ 6 м на входе – Кольцо Ǿ 4,5 на выходе	

По вопросам приобретения интересующих Вас типов крепи обращаться по адресу:

Украина, 51400 г. Павлоград, Днепропетровская обл., ул. Терёшкина, 9/1;
тел./факс (05632) 3-32-66, 3-02-45; E-mail: geomeh@mail.lisgroup.net,
geomehanika@rambler.ru

или к региональным представителям:
ЧП «Укрметаллопром», МЧП «Стройэнерго»
91000 г. Луганск, ул. Оборонная 24, тел. (0642) 345-724; (0642) 717-534

УДК 622.272+541.1

© А.А. Гайдай, В.В. Фомичев

ОПТИМИЗАЦИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ КОМПОЗИЦИОННОГО ТОПЛИВА ПРИ ЕГО ОКУСКОВАНИИ

Розглянуті шляхи оптимізації фізико-механічних властивостей композиційного палива при адгезійно-хімічній технології згрудкування кам'яновугільних шламів і штибів.

Рассмотрены пути оптимизации физико-механических свойств композиционного топлива при адгезионно-химической технологии окускования каменноугольных шламов и штыбов.

Ways of optimization of physical-mechanical properties of composite fuel during use of adhesion-chemical technology of coal slimes and slacks lumping are considered.

В современных условиях работы угольной промышленности для обеспечения потребностей Украины в угле необходимы технические решения, которые позволят восполнить дефицит угля нашей стране в объёме 65 млн. тонн. Одним из перспективных направлений является разработка техногенных месторождений. На сегодняшний день техногенные месторождения Украины содержит до 150 млн. тонн углеродсодержащих материалов.

Только в Донецкой области ежегодно обеспечивается прирост не менее 20% всех промышленных отходов. Область в масштабах Украины занимает первое место по накопленным золошлаковым отходам (35% от общеукраинских), металлургическим шлакам (90%), шахтным породам (50%), шламовым отходам (85%) и отходам стройматериалов (80%). На территории области сосредоточено около 4 млрд. тонн промышленных отходов при ежегодном объеме их производства 40-50 млн. тонн. Утилизируется в области около 14% годового их выхода при сохраняющейся тенденции снижения доли утилизации (в 1990 году утилизировалось около 23% производимых отходов).

Целью статьи является представление результатов исследований направленных на оптимизацию рациональных физико-механических свойств готового топлива с добавлением связующих и активирующих веществ, при адгезионно-химической технологии получения композиционного топлива.

Окускованное топливо обладает высокими теплоэнергетическими и физико-механическими свойствами, в частности, водостойкостью, термостойкостью, меха-

нической прочностью, которая отвечает техническим требованиям. Готовое топливо, даже при использовании высокозольных каменноугольных шламов, имеет теплотворную способность не менее 3500 ккал/кг, а при окусковании низкозольного угля может достигать 4500 ккал/кг, при окусковании антрацитовых шламов и штыбов до 6000 ккал/кг [1].

В общем случае топливо может воспринимать внешние нагрузки как комбинацию сжатия, растяжения, изгиба, среза и удара. Для необходимых технологических целей, при окусковании, наибольший практический интерес представляет испытание брикета на сжатие.

В результате проведенных лабораторных и промышленных исследований были получены образцы готового окускованного топлива из шламов и штыбов, различных марок и их композиций (табл. 1), обладающие нижеуказанными физико-механическими свойствами. Разновидности шламов и штыбов показаны индексами марок.

Таблица 1

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГОТОВОГО ОКУСКОВАННОГО ТОПЛИВА БЕЗ ДОБАВОК И АКТИВИРУЮЩИХ ВЕЩЕСТВ

№ пробы	Марка (штыба или шлама)	Влажность, %	Зола (глина), %	Прочность кг/см^2
1	$А_{1\ шлам}$	14,90	17,09	13,3
2	$А_{2\ шлам}$	18,17	19,77	9,7
3	$А_{3\ шлам}$	19,50	8,00	10,1
4	$А_{4\ шлам}$	17,20	33,20	12,5
5	$А_{5\ штыб}$	9,00	16,20	11,2
6	$Т_{1\ шлам}$	16,10	31,20	13,8
7	$Т_{2\ штыб}$	8,00	28,30	9,2
8	$Д\text{-}Г_{1\ шлам}$	15,00	18,50	8,9
9	$Г_{1\ шлам}$	17,00	17,50	11,1
10	$Г_{2\ штыб}$	7,50	35,98	9,5

В зависимости от технологий транспортировки и использования готового топлива во многих случаях требуется увеличение прочности брикетов. Для прогноза и увеличения механической прочности брикетов на одноосное сжатие было проведено более 250 экспериментов аналитических, лабораторных и промышленных, в результате которых получены оптимальные, согласно технических требований, параметры окускованного топлива (табл. 2).

Как видно из таблицы 2, одним из видов применяемых неорганических связующих для улучшения физико-механических свойств при окусковании углеродсодержащих материалов выбран цемент М400 (составляющая композиции 10-20%), который обладает хорошими адгезионными свойствами и доступным в народном хозяйстве.

Таблица 2

ПОЛУЧЕННЫЕ ОПТИМАЛЬНО РАЦИОНАЛЬНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОТОВОГО ТОПЛИВА С ДОБАВЛЕНИЕМ СВЯЗУЮЩИХ И АКТИВИРУЮЩИХ ВЕЩЕСТВ

№ пробы	Марка (штыба или шлама)	Прочность брикетов без добавок, кг/см^2	Связующее, %				Активирующие вещества, %			
			цемент, М400		скоп		поликатионит		физ. растворы	
			К, %	*Р*, кг/см^2	*К*, %	*Р*, кг/см^2	*К*, %	*Р*, кг/см^2	*К*, %	*Р*, кг/см^2
1	$А_{1\ шлам}$	13,3	12	15,9	15	17,3	1,5	46,5	2,0	75,6
2	$А_{2\ шлам}$	9,7	15	13,1	15	15,3	2	38,2	1,5	56,3
3	$А_{3\ шлам}$	10,1	13	16,2	20	15,7	-	-	1,2	43,8
4	$А_{4\ шлам}$	12,5	16	18,5	15	19,4	-	-	-	-
5	$А_{5\ штыб}$	11,2	20	16,7	18	14,8	-	-	1,5	48,8
6	$Т_{1\ шлам}$	13,8	11	20,2	16	24,3	-	-	2,0	53,4
7	$Т_{2\ штыб}$	9,2	10	15,2	20	14,4	-	-	-	-
8	$Д\text{-}Г_{1\ шлам}$	8,9	12	13,0	15	15,7	-	-	2,2	58,5
9	$Г_{1\ шлам}$	11,1	15	17,4	15	19,9	-	-	2,0	42,9
10	$Г_{2\ штыб}$	9,5	15	14,5	18	13,7	-	-	-	-

*где *К* – концентрация связующих и активирующих веществ, добавляемых при окусковании топлива, %; *Р* – прочность готового окусковании топлива, при соответствующей концентрации, кг/см^2.

Но наряду с отвечающими требованиям физико-механическими и физико-химическими параметрами неорганических связующих (13,0-20,2 кг/см^2 на одноосное сжатие) при окусковании они обладают одним существенным недостатком. При увеличении процента содержания прямо пропорционально уменьшается калорийность готового композиционного топлива – главный качественный показатель при его использовании. Поэтому их вместе с остальными неорганическими связующими, например жидким стеклом, использование в качестве компонентов для получения композиционного топлива не приемлемо.

Следующим видов связующих материалов в исследованиях был использован скоп, который является органическим связующим и относится к отходам целлюлозно-бумажной промышленности. Скоп (составляющая композиции 15-20%), как и другие аналогичные материалы (например, мокрая прессованная бумажная масса), относится к компонентам, улучшающим адгезионно-химические процессы при окусковании топлива. Его использование при смешивании позволяет получить готовое композиционное топливо по физико-механическим параметрам (13,7-24,3 кг/см^2 на одноосное сжатие) не уступающее применению при идентичных условиях цемента М400. Но при сжигании скоп играет роль увеличивающего общую калорийность и

снижающего зольность готового топлива.

Итак, представленные выше связующие обеспечивают товарный вид композиционного топлива, но в свою очередь недостаточно отвечает необходимым физико-механическим параметрам для перевозки на значительные расстояния и перегрузки на стыках транспортных цепочек. При этом есть ещё один недостаток – композиционное топливо с такими связующими обладает достаточным размоканием, что не приемлемо и на малых расстояниях перегрузок. Соответственно для увеличения механической прочности, снижения показателя к размоканию и при этом обеспечения не уменьшения общей калорийности должны быть предложены активирующие вещества, повышающие адгезионно-химические свойства при использовании технологии получения композиционного топлива.

Для исследований предложены активирующие вещества – поликатиониты, которые относятся к коагулянтам и флокулянтам.

Флокулянты обладают весьма высокой молекулярной массой и обеспечивают получение достаточно крупных хлопьев для последующего их выведения из жидкости. Ионный заряд этих продуктов изменяется от 0 до 100% катионности или анионности, для того чтобы наилучшим образом подходить для применения. Неионные флокулянты изготавливаются методом полимеризации акриламида. Молекулярная масса от 1,5 до 10 миллионов – вязкость при концентрации 5 г/л находится в диапазоне 8-200 сП. Анионные флокулянты получаются методом сополимеризации акриламида и соли карбоновой или сульфокислоты. Наиболее часто используется акриловая кислота. Характеристики анионных полимеров: молекулярная масса от 3 до 20 миллионов; вязкость при концентрации 5 г/л – от 60 до 200 сП.

Катионные флокулянты представлены четырьмя основными мономерами: диметиламиноэтилакрилат, диметиламиноэтилметакрилат, диалилдиметиламмонийхлорид, акриламидопропилтриметиламмонийхлорид.

Катионные флокулянты получаются методом сополимеризации акриламида с одним из производных продуктов. Характеристики катионных полимеров: молекулярная масса – от 3 до 10 миллионов; вязкость при концентрации 5 г/л – от 100 до 800 сП.

В настоящее время востребовано три формы флокулянтов: эмульсии, порошки и шарики – гранулы небольшого диаметра. Эти разновидности флокулянтов изготавливаются посредством различных типов полимеризации.

Эмульсии: мономеры эмульгируются в растворитель, а затем полимеризуются. В конце процесса полимеризации добавляется поверхностно-активное вещество, делающее эмульсию растворимой в воде. Основными преимуществами таких продуктов являются их жидкая форма и сравнительно большая эффективность.

Порошкообразные флокулянты: мономеры полимеризуются в жидкой форме. Полученная таким образом желеобразная масса дробится, затем высушивается. Основными преимуществами подобных продуктов являются простота производственно-технологического процесса, удобство обращения и высокое содержание активного вещества в готовом продукте.

Шарики (гранулы): мономеры во взвешенном состоянии помещаются в растворитель и полимеризуются. Затем растворитель выпаривается для получения микрошариков. Основными преимуществами подобных продуктов являются, отсутствие

пыли и быстрое растворение. Иногда встречаются флокулянты в форме водного геля, производство которых осуществляется по той же схеме, что и порошкообразных и заканчивается этапом полимеризации без дальнейшего высушивания.

Коагулянты обладают весьма большим катионным зарядом для нейтрализации отрицательных зарядов коллоидов и, таким образом, инициирует процесс образования хлопьев. Их молекулярная масса относительно низкая, чтобы обеспечить хорошее распространение зарядов вокруг частицы и, благодаря их малой вязкости, равномерное распределение полимера в жидкой фазе.

В силу того, что поликатиониты относятся к недешевым веществам, были проведены немногочисленные эксперименты, в результате которых, получено композиционное топливо с хорошими прочностными свойствами (38,2-46,5 кг/см^2 в зависимости от концентрации).

Для оптимизации физико-механических и стоимостных параметров технологии получения композиционного топлива на основании проведенных ранее исследований [2], а также исходя из выше сказанного, разработаны активирующие вещества, состоящие из материалов обладающие доступностью и относительной дешевизной. Активирующие вещества называются «физические растворы», включающие в себя концентрированные кислоты (наиболее используется серная) и воду в необходимых для получения композиционного топлива концентрациях.

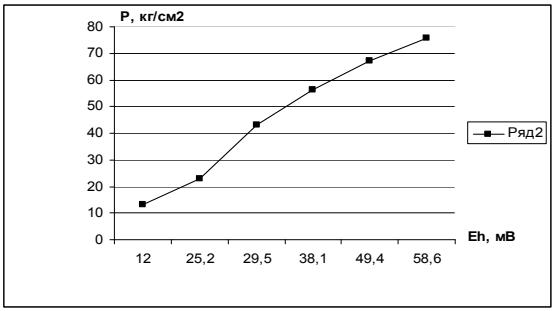


Рис. Зависимость прочности окускованного материала от электрокинетического потенциала заряженности частиц

Экспериментально установлено, что при использовании «физических растворов» Eh-потенциал на поверхности частиц увеличивается в 2-2,5 раза. Установлено, что рост заряженности (по оси $x - Eh$ в милливольтах), как видно из рисунка, ведет к увеличению прочности (по оси $в - P$ в кг/см^2) и улучшению структурообразования полученного окускованного топлива.

Были получены зависимости прочности готового топлива от концентрации добавляемых связующих веществ и активирующих веществ. Так необходимая механическая прочность готовой продукции из антрацитового шлама, достигнута путём активации составляющих его частиц.

В зависимости от необходимых прочностных характеристик и состава исходного сырья обосновывается количество в процентном отношении физического раствора (для углеродсодержащих материалов от 1,5 до 10%), который добавляется в ис-

ходную шихту. С помощью прибора pH -150М измеряем pH и Eh, исследуемой среды шихты, предопределяем прочностные характеристики в последствии окускованного топлива табл. 2.

Таким образом, на основании полученных результатов исследований по новой технологии окускования топлива, можно сделать следующие выводы:

– на основании проведенных исследований получена готовая продукция с рациональными параметрами (калорийность 3000-6000 ккал/кг и прочность на одноосное сжатие 13,0-75,6) для использования в быту при разработанной эффективной технологии окускования угольных шламов и штыбов;

– установлено, что увеличение заряженности частиц одного из антрацитовых шламов от 12,0 до 58,6 мВ ведёт к увеличению прочности при его окусковании от 13,3 до 75,6 кг/см^2;

– обоснованы и выбраны необходимые виды и концентрация связующих для целого ряда угольных шламов и штыбов: органические – скоп 15-20% и неорганические – физические растворы 1,5-2,2%.

Список литературы

1. Гайдай А.А. Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования//Сб. научн. тр. НГУ. – 2006. – №26. – Т.1. – 208 с.

2. Научное открытие №12. «Закономерность омоноличивания рыхлых водонасыщенных пород» / Бондаренко В.И., Пивняк Г.Г., Зорин А.Н. (Москва). – 1995.

3. Патент №65923А. Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта / Пілов П.І., Бондаренко В.І., Куденко Г.О., Канарська Н.В. (Україна).

4. Паспорт по руководству эксплуатации рН-метра милливольтметра типа рН-150. – 1989. – 53 с.

УДК 622.831.3

© В.И. Бондаренко, С.Л. Денисов

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ЛАВЫ НА СОСТОЯНИЕ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Виконано аналіз впливу швидкості посування очисного вибою на стан основної покрівлі, а також наведені фактори, що обумовлюють посадку кріплення очисних виробок на жорстку базу.

Выполнен анализ влияния скорости подвигания очистного забоя на состояние основной кровли, а также приведены факторы, обуславливающие посадку крепи очистных выработок на жесткую базу.

The analysis of influence of face advance on a condition of the main roof is made, and also the factors causing landing of support of coalface on rigid base are examined.

Основная тенденция современной выемки угля направлена на интенсификацию процессов угледобычи и работу высокопроизводительных лав. При этом увеличение нагрузки на лаву осуществляется как за счет увеличения длины очистного забоя, так и скорости его подвигания.

Влияние длины лавы на напряженно-деформированное состояние пород основной прослеживается в ограниченном пределе [1], а скорости подвигания очистного забоя – на всем интервале ее изменения.

Давно замечено, что увеличение скорости подвигания очистного забоя улучшает состояние непосредственной кровли в лаве, уменьшает интенсивность вывалобразования, способствует лучшим условиям работы механизированной крепи [2].

При увеличении скорости подвигания очистного забоя происходит увеличение объема зависающего массива горных пород, повышение опорного давления и уменьшение ширины опорной зоны за счет меньшего времени воздействия нагрузки на забой [3]. Общеизвестным утверждением является тот факт, что прочность горных пород существенно зависит от скорости нагружения и времени приложения нагрузки. Чем больше эта скорость и меньше время, тем больше прочность.

Вследствие увеличения прочности пород при непродолжительном воздействии опорного давления следует ожидать уменьшения мощности непосредственной кровли и высоты беспорядочного обрушения пород применительно и к Западному Донбассу. Фактически, верхние слои непосредственной кровли обрушаться не будут и станут тонкими слоями основной кровли (рис. 1).

Результатами исследования напряженно-деформированного состояния в пределах зоны опорного давления полученными методом электропрофилирования массива учеными ИГТМ НАН Украины [4] стали следующие положения: с увеличением скорости подвигания очистного забоя абсолютная величина напряжений в зоне опорного давления возрастает, границы зоны очерчиваются четче, а сама зона становится уже.

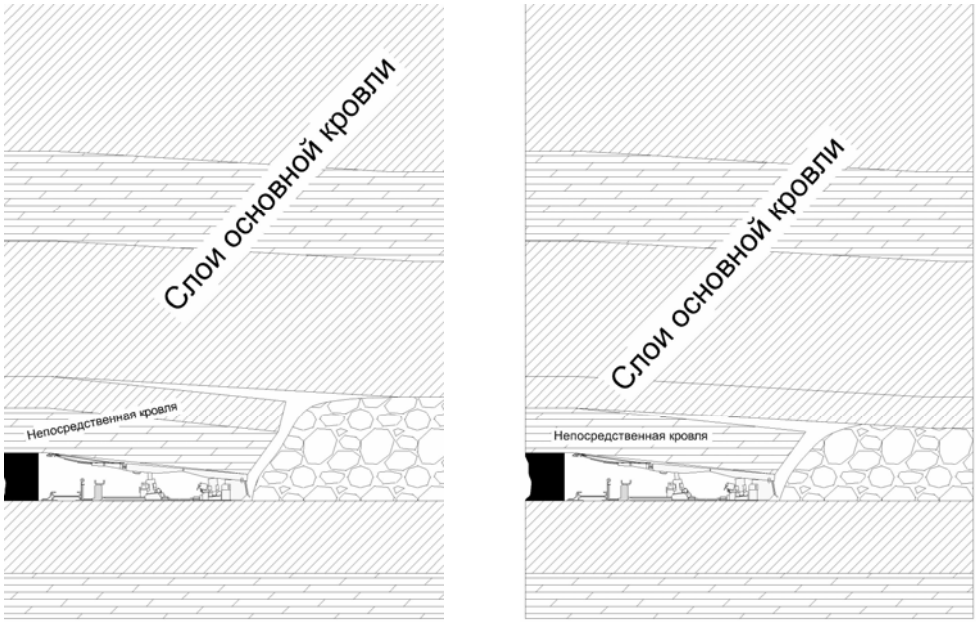


Рис. 1. Формирование непосредственной кровли в процессе выемки: а – при малой скорости подвигания очистного забоя; б – при большой скорости подвигания очистного забоя

Натурные измерения [5] проведенные в условиях шахты «Красноармейская-Западная №1» показывают, что с ростом скорости подвигания очистного забоя увеличивается длина зависания консоли прочного слоя песчаника. При этом, чем больше мощность слоя песчаника, тем сильнее эта зависимость. Так, при мощности песчаника 16-24 м с ростом скорости подвигания очистного забоя с 1,7 до 8 м/сут длина зависающей консоли увеличивается с 19 до 75 м или в 3,9 раза. При мощности песчаника 4-6 м с изменением скорости подвигания лавы с 1,4 до 7,8 м/сут длина консоли увеличивается в 1,7 раза.

В условиях ОАО «Павлоградуголь», где в большинстве случаев породы кровли представлены менее прочными равножесткими слоями также следует ожидать увеличения длин зависающих консолей. Однако, это увеличение будет меньшей интен-

сивности, чем в случае залегания прочных слоев песчаника.

Результатом исследований [6] стало следующее: сдвижение непосредственной кровли в призабойном пространстве с ростом скорости подвигания лавы уменьшается, а устойчивость ее увеличивается. При увеличении скорости подвигания и снижении несущей способности крепи происходит образование консолей за крепью из необрушенных пород. При быстром и непрерывном движении лавы расслоение и прогиб пород непосредственной кровли происходит за пределами призабойного пространства, а опускания основной кровли заметного влияния на забой лавы не оказывают. Ширина зоны деформированного угля при большом подвигании лавы впереди забоя уже, чем при малом. Уменьшение ширины зоны отжима приводит к увеличению энергозатрат на разрушение угля.

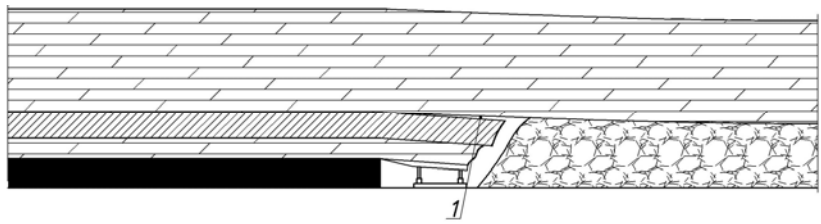
В работе исследователей НГУ [7] на базе аналитического моделирования установлено влияние скорости подвигания лавы на состояние основной кровли. При увеличении скорости подвигания лавы числовые значения изгибающих моментов возрастают, что может привести к расслоению в точке перегиба слоя основной кровли и отслоению мощной пачки пород, посадки крепи очистной выработки на жесткую базу. При скорости подвигания более 5 м/сут, все параметры напряженно-деформированного состояния практически не меняются, что объясняется особенностью модели, которая не рассматривает скорости более этой величины.

При небольших скоростях подвигания лавы происходит расслоение слоя основной кровли на несколько пачек, с увеличением скорости подвигания на 2 пачки, при значительных скоростях расслоения не происходит вообще. То есть, когда лава работала на большой скорости (рис. 2, а), а затем по каким либо причинам ее уменьшила, следует ожидать расслоения породы основной кровли с возможными динамическими явлениями (рис. 2, в).

При остановке очистного забоя или существенном уменьшении его скорости, происходит увеличение опусканий основной кровли, ее смыкание с непосредственной и исчезновение зазора между ними (рис. 2, б).

Нагрузка от основной кровли начинает передаваться на крепь очистной выработки, и если податливость последней не обеспечивает этих опусканий, происходит ее посадка на жесткую базу.

а)



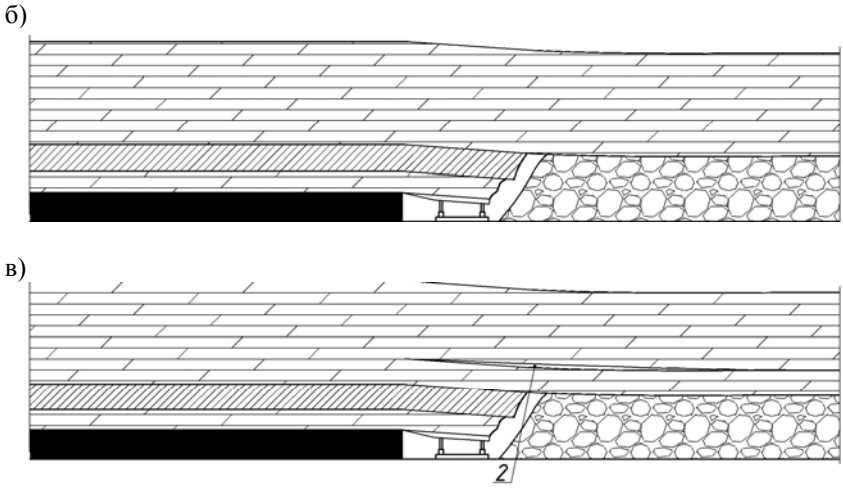


Рис. 2. Схема сдвижения пород над очистной выработкой: а – при плановой работе очистного забоя; б – при кратковременной остановке забоя лавы; в – при длительной остановке забоя лавы; 1 – зазор между непосредственной и основной кровлей; 2 – полость расслоения в слое породы основной кровли

Выводы

1. Многообразие горно-геологических условий существенно влияет на напряженно-деформированное состояние пород в окрестности очистной выработки, сдвижения пород в лаве и работоспособность крепи. Особенно это влияние сказывается при увеличении скорости подвигания очистного забоя.

2. Влияние скорости очистного забоя на основную кровлю, а также параметры напряженно-деформированного состояния рассматривался многими исследователями. Большинство из них сходится во мнении, что скорость подвигания лавы позитивно влияет на состояние пород в ее окрестности.

3. При увеличении скорости подвигания очистного забоя происходит увеличение длин пролетов, при которых происходит свободное опускание основной кровли и зависающих консолей непосредственной кровли (для крепких пород). Вследствие этого, а также повышения прочности пород при непродолжительных нагрузках, интенсивность опорного давления возрастает, а ширина зоны опорного давления и зоны отжима уменьшается.

4. При снижении скорости подвигания очистного забоя ниже некоторого значения возможно динамическое расслоение пород основной кровли с передачей нагрузки на непосредственную кровлю и посадкой крепи очистной выработки на жесткую базу.

Список литературы

1. Панфилова Д.В., Ремезов А.В. Распределение нагрузок на крепь по длине очистного забоя //Уголь. – 2008. – №11. – С.10-11.

2. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 380 с.

3. Савостьянов А.В., Клочков В.Г. Управление состоянием массива горных пород: Уч. пособие. – К.: УМК ВО. – 1992. – 276 с.

4. Скипочка С.И., Усаченко Б.М., Куклин В.Ю. Элементы геомеханики углепородного массива при высоких скоростях подвигания лав. – Д.: ЧП «Лира ЛТД», 2006. – 248 с.

5. Кольчик Е.И. Конвергенция пород в выемочных выработках при больших скоростях подвигания лав //Уголь Украины. – 2007. – №7. – С. 11-12.

6. Медведчук Н.Д. Влияние скорости подвигания очистного забоя на проявление горного давления при разработке пологих пластов // Уголь Украины. – 1967. – №4. – С. 13-15.

7. Влияние скорости подвигания лавы на напряженно-деформированное состояние окружающего массива горных пород /А.М. Кузьменко, А.В. Савостьянов, В.Д. Рябичев //Матер. междун. конф. «Форум горняков». – Д.: НГУ, 2007. – С. 108-112.

УДК 622.273.217.4

© А.М. Кузьменко, М.В. Петлеваный,
В.Ю. Усатый

ВЛИЯНИЕ ТОНКОИЗМЕЛЬЧЕННЫХ ФРАКЦИЙ ШЛАКА НА ПРОЧНОСТНЫЕ СВОЙСТВА ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ

Наведені результати експериментальних досліджень впливу подрібнення часток доменного гранульованого шлаку на властивості твердіючої закладки.

Приведены результаты экспериментальных исследований влияния тонкого помола доменного гранулированного шлака на прочностные свойства твердеющей закладки.

The results of experimental researches of influence of thin milling granulated blast – furnace slag on strength characteristics of consolidating stowing are presented.

Проблема и ее связь с практическими задачами

ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» (ЗАО «ЗЖРК») разрабатывает Южно-Белозерское месторождение богатых железных руд камерной системой разработки с твердеющей закладкой. При этом достигнуты высокие показатели работы: годовая производственная мощность составляет 4,5 млн. т богатой руды, разубоживание менее 8%, потери практически отсутствуют. Однако с понижением уровня ведения горных работ требования по прочности к закладочному массиву возрастают, связанные с неблагоприятным проявлением горного давления. При этом наблюдается постоянное удорожание материалов, необходимых для приготовления твердеющей закладки. Снижение стоимости закладки по материалу особенно актуально, при больших годовых объемах закладочных работ. Обеспечение нормативной прочности искусственного массива при минимальных затратах на его формирование является важной производственной и научно – практической задачей. Одним из направлений решения задачи является увеличение удельной поверхности частиц вяжущего, путем тонкости помола материала.

Анализ исследований и публикаций

Опыт использования вяжущего тонкого помола имеет строительная промышленность, а именно производство цемента. Исследования показывают [1], что совместный дезинтеграторный помол товарного цемента с известняковым порошком и пластифицирующей добавкой повышает прочность образцов в начальные сроки твердения не менее чем на 46%. В работе [2] приводятся результаты экспериментальных исследований по увеличению удельной поверхности клинкера и шлака при

производстве портландцемента. С увеличением удельной поверхности частиц на 300% прочность монолитного массива увеличивается в 4 раза. При сравнении заводского цемента с домолотым цементом на 33% большей удельной поверхностью частиц прочность цементного камня возрастает на 10 МПа [3]. Приведенные данные о положительном влиянии тонкомолотых фракций цемента на прочность монолитного массива позволяют сделать вывод о возможности его использовании при производстве закладочных работ на комбинате.

Постановка цели и задач исследований

Цель работы заключается в исследовании степени влияния тонкости помола вяжущего на свойства твердеющей закладки путем постепенного увеличения его расхода. Для достижения поставленной цели решались следующие задачи:

– измельчение шлака до необходимой тонкости помола;

– приготовление составов твердеющей закладки на основе вяжущего тонкого помола и определение ее прочностных свойств;

Основная часть

Твердеющая закладка, предназначенная для заполнения выработанного пространства, состоит из трех компонентов – вяжущий материал, инертный заполнитель и вода. Для производства закладочных работ ЗАО «ЗЖРК» использует в качестве вяжущего доменный гранулированный шлак предприятия «Запорожсталь, отсев доломита флюсового Докучаевского флюсо-доломитного комбината и дробленную отвальную породу как инертный заполнитель.

В настоящее время на Запорожском железорудном комбинате применяется твердеющая закладка, состав которой приведен в табл. 1.

Таблица 1

КОМПОНЕНТНЫЙ СОСТАВ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ, ПРИМЕНЯЕМЫЙ НА ЗАО «ЗЖРК»

Наименование компонентов	Содержание компонентов в 1 м^3 закладочной смеси, %	Прочность закладки, МПа	
		30 дней	90 дней
Вода, л	18,1	4	5,5-6
Доменный гранулированный шлак, тонк. пом. не менее 55% част. 0,074 мм	18,1		
Доломит (флюс)	47,5		
Измельченные горные породы крупностью до 20 мм	16,3		

Исследованиями [4] установлено, что на глубине 450 м необходимая прочность закладки для условий Южно-Белозерского месторождения должна составлять

5-6 МПа. В настоящее время горно-подготовительные работы ведутся на горизонте 940 м, а очистные работы в этажах 640-740 и 740-840 м. Разработка месторождения планируется до отметки 1500 м. При этом состав твердеющей закладки по фактору прочности кардинально не менялся с начала производства закладочных работ на комбинате. Вывалы пород, заколообразование в кровле выработок горизонтов 740, 840 м свидетельствуют о высоконапряженном состоянии горного массива. При нисходящем порядке ведения горнах работ искусственные целики испытывают давление призмы сползания, доходящей до поверхности, которая увеличивается с понижением горных работ. Поэтому необходимо увеличивать размеры искусственных целиков и их прочность [5]. Стоимость материалов для приготовления твердеющей закладки стремительно возрастает. Так, за период 2008-2009 гг. стоимость 1 т доменного гранулированного шлака увеличилась на 22%. При годовом объеме закладочных работ 1,5 млн. м^3 снижение расхода вяжущего закладки позволит достичь значительного экономического эффекта. В сложившейся ситуации состав закладки не удовлетворяет технологическим и экономическим требованиям.

Нашими исследованиями [6] установлено, что при добавлении в состав твердеющей закладки молотого доломита, как части вяжущего компонента, прочность закладки возрастает. Зависимость прочности закладки от доли молотого доломита флюсового в составе вяжущего закладки представлена на рис. 1.

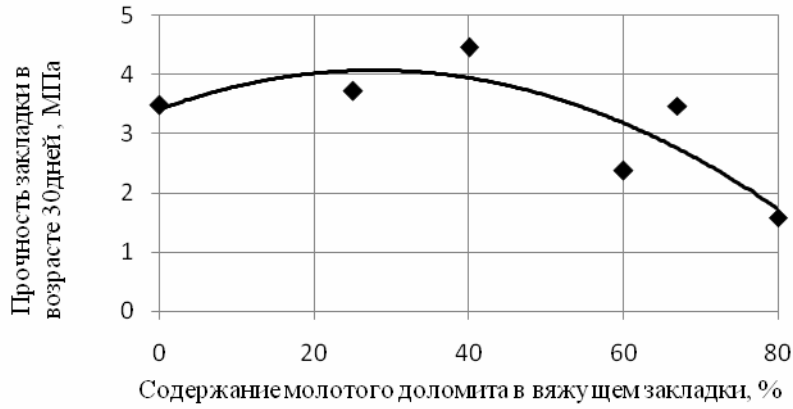


Рис. 1. Зависимость прочности закладки от доли молотого доломита флюсового в составе вяжущего закладки

Так, при долевом соотношении 25% молотого флюсового доломита и 75% доменного гранулированного шлака прочность закладки возрастает на 20%, стоимость 1 м^3 закладки снижается на 13,4%. Это дает основания для дальнейшего совершенствования состава закладки.

В настоящее время на комбинате ведутся научно-исследовательские работы по совершенствованию состава твердеющей закладки. Направлением исследований

является увеличение тонкости помола доменного гранулированного шлака. Тонкость помола шлака для эксперимента была выбрана согласно [7] и она должна быть такой, чтобы при просеивании его сквозь сито №008 по ГОСТ 6613 проходило не менее 85% массы просеиваемой пробы. Доменный гранулированный шлак для эксперимента измельчался в лабораторной шаровой мельнице. Загрузка мельницы составляет 1 кг. Для достижения необходимой тонкости помола доменного гранулированного шлака время работы мельницы составило 11 ч. После просеивания готовой массы через сито №008 прошло 92% частиц. Разумеется, что процесс измельчения шлака в шаровых мельницах до требуемой тонкости характеризуется низкой производительностью и высокими энергозатратами. Поэтому целесообразно измельчать шлак в струйных или центробежно-ударных мельницах, предназначенных для получения фракций сверхтонкого помола до 10 мкм.

Следующим этапом являлось приготовление составов твердеющей закладки с тонкоизмельченным вяжущим 92% частиц крупностью 0,074 мм. За основу был взят состав твердеющей закладки, рекомендованный в 2001 г. НИГРИ (г. Кривой Рог), который применяется в настоящее время на ЗЖРК. Расход шлака в экспериментальных закладочных смесях менялся от 100 до 400 кг. Подвижность экспериментальных закладочных смесей и предельное напряжение сдвига составляют 11,1-11,3 см и 5,3-5,9 кг/см^2. Согласно [8], подвижность закладочной смеси должна составлять 10-12 см, предельное напряжение сдвига – не более 20 кг/см^2. Следовательно, экспериментальные закладочные смеси обладают нормативными транспортабельными свойствами. После затворения в формах 10 х 10 см образцы закладки схватываются, после чего помещаются во влажные опилки, для имитации шахтной среды, до сроков испытания на прочность. В лаборатории закладочного комплекса комбината образцы закладки испытывают на прочность через 30 и 90 дней. По истечению 30 и 90 дней образцы были продавлены. Влияние тонкоизмельченных фракций 92% част. крупностью 0,074 мм шлака на прочность твердеющей закладки данного компонентного состава приведено на рис. 2.

Анализируя график (рис. 2) можно сделать вывод, что изменение дисперсности частиц шлака с 55 до 92% частиц крупностью 0,074 мм повышает прочность закладки возрасте 30 дней в 2 раза при количестве вяжущего 400 кг/м^3. В возрасте 90 дней прочность твердеющей закладки увеличилась в 2,3 раза. Для отработки глубоких горизонтов ниже 940 м прочность закладки должна составлять не менее 10 МПа. Следовательно, расход шлака можно снизить согласно зависимости, приведенной на рис. 2. Так, для достижения прочности закладки 90 дневного возраста 10 МПа достаточно добавлять в 1 м^3 закладки 250 кг шлака. Это связано, прежде всего, с тем, что мелкие частицы размолотого шлака стремятся заполнить все поры и пустоты между крупными частицами компонентов закладки, придавая закладочной смеси однородную структуру. Вследствие этого более качественно протекает процесс гидратации вяжущего и кристаллизации частиц, при этом возрастает прочность искусственного массива. С увеличением тонкости помола наблюдается более полное использование ценных вяжущих свойств доменного гранулированного шлака. В составе твердеющей закладки наблюдается нерациональное использование флюсового доломита как инертного заполнителя. Это объясняется тем, что доломит содержит в составе практически 52%

оксида кальция CaO, играющего наиболее важную роль в процессе гидратации вяжущего. Флюсовый доломит добавляется в состав закладки крупностью до 5 мм и его зерна практически не раскрыты. Фактически основная доля окиси кальция инертна. Следовательно, ценный компонент гидратации CaO, содержащий в доломите, практически не используются. Данные химического состава флюсового доломита представлены на рис. 3

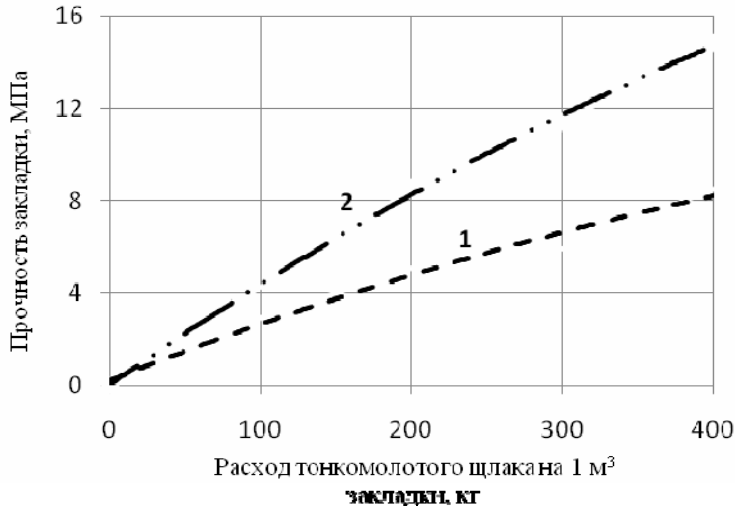


Рис. 2. Влияние тонкомолотых фракций шлака 92% част. крупностью 0,074 мм на прочность твердеющей закладки: 1 – возраст закладки 30 дней, 2 – возраст закладки 90 дней

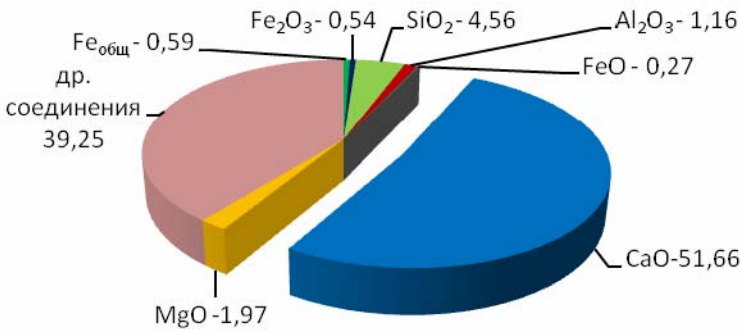


Рис 3. Химический состав флюсового доломита (%)

Поэтому целесообразно производить совместный помол фракций известняка и шлака для улучшения связываемости компонентов твердеющей закладки и повышения прочностных характеристик закладочного массива.

Направления дальнейших исследований

Дальнейшие совершенствование состава твердеющей закладки предполагается развивать в направлении исследования сверхтонкого помола комбинированного вяжущего из доменного гранулированного шлака и доломита флюсового. Тонкость помола самих частиц шлака и доломита будет изменяться в пределах 0,074-0,01 мм.

Выводы

1. Увеличение тонкости измельчения шлака с 55 до 92 % частиц крупностью 0,074 мм повышает прочность закладки возрасте 30 дней в 2 раза и в возрасте 90 дней в 2,3 раза, что позволяет снизить расход дорогостоящего вяжущего.

2. При проектировании состава твердеющей закладки необходимо полноценно использовать вяжущие свойства материалов для закладки, что позволит обеспечить требуемую нормативную прочность и снизить затраты на закладочные работы.

Список литературы

1. Повышение экономичности цементных композиций, введение минеральных наполнителей. /Материалы интернет-конференции RUCEM.RU: Цемент-2008 (Итоги лета).

2. Дедешко Ю.И., Креймер М.Б., Крыхтин Г.С. Измельчение материалов в цементной промышленности / М.: Изд-во литературы по строительству, 1966. – 271 с.

3. Липилин А.Б., Векслер М.В., Коренюгина Н.В. Портландцемент – ударная активация/ Популярное бетоноведение, 2007. – С. 75-81.

4. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд / Требуков А.Л. – М.: Недра, 1981. – 172 с.

5. Современные проблемы геомеханики, геотехнологии, маркшейдерского дела и геодезии /СПб.: Изд-во СПбГГИ, 2004. – С. 123-126.

6. Кузьменко А.М., Петлеваный М.В., Чистяков Е.П., Кулиш С.А. и др. К вопросу подбора состава твердеющей закладки повышенной прочности / Сб. науч. труд. НАН Украины, ИГТМ. – Вып. 82. – Том 1. – 2009. – С. 50-57.

7. ДСТУ Б В.2.7-46-96. Цементи загальнобудівельного призначення / К.: Держкоммістобудування України. – 1996. – 40 с.

8. Типовая технологическая инструкция производства закладочных работ на горнорудных предприятиях Украины. – Кривой Рог, 1994. – 62 с.

УДК 622.231

© В.Н. Яворский, А.В. Яворский,
С.Л. Денисов

ПЕРСПЕКТИВЫ БЕЗЛЮДНОЙ ВЫЕМКИ УГОЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ ПОД ОХРАНЯЕМЫМИ ОБЪЕКТАМИ

Проведений аналіз існуючої техніки і технології розробки тонких пластів без присутності людей в очисному вибої. Показана доцільність і ефективність виймання законсервованих запасів вугілля на прикладі відробки цілика шахти «Ювілейна» ВАТ «Павлоградвугілля» під населеним пунктом Росішки. Запропоновані способи розробки цих запасів.

Проведен анализ существующей техники и технологии отработки тонких пластов без присутствия людей в очистном забое. Показана целесообразность и эффективность извлечения законсервированных запасов угля на примере отработки целика шахты «Юбилейная» ОАО «Павлоградуголь» под населенным пунктом Росишки. Предложены способы отработки этих запасов.

Tpy analysis of existing technics and technology of working of thin seams without presence of people at a face. The expediency and efficiency of extraction of the preserved stocks of coal on example of working of pillar at the OJSC «Pavlogradugol» of mine «Yubileynaya» under settlement Rosishki is shown. Ways of working of these stocks are offered.

Работы по созданию способов и средств выемки тонких пластов угля в отечественной и зарубежной практике велись и ведутся в различных направлениях.

С точки зрения пространственно-планировочных решений по ведению горных работ четко определились два направления - отработка длинными очистными забоями и короткими забоями (камерами, полосами) с оставлением охранных целиков. Что же касается технологий разработки, то их значительно больше. При длиннозабойной технологии разработки угля механизированными комплексами могут иметь место значительные оседания пород кровли, а также деформации земной поверхности, небезопасные для охраняемых объектов. В таких случаях предпочтение отдается системе разработки с короткими очистными забоями, системам разработки с закладкой выработанного пространства или бурошнековой выемке.

Кроме улучшения экологической обстановки, бурошнековый способ добычи повышает уровень безопасности горных работ [1]. Особое место занимает безлюдная выемка всевозможных целиков малой мощности, например, междукамерных и охранных [2].

Для отработки целиков в США используются бурошнековые машины «Лонг-Эйрдокс» и «Джой АД-2», в Германии – установки фирмы «Корфман», а в странах

СНГ – установки БУГ-3. В угольной промышленности Украины на шахтах Львовско-Волынского бассейна, Центрального Донбасса и на одной из шахт Западного Донбасса – «Першотравневой» – наряду с установками БУГ-3 нашли применение установки БЗМ-1М, особенно после доработки исполнительного органа.

Доработка заключалась в установке спецрезцов, удлинении бура, дополнении конструкции гибкими щитками для удаления угля из зоны разрушения к транспортирующей ветви шнека и лыжами под редуктором. Кроме того, было удвоено количество витков на шнеке. Благодаря этим усовершенствованиям достигается минимальное отклонение движения шнекового бура от направления, предусмотренного проектом, и повышается производительность машины с 30 до 60...100 т в сутки. Однако при бурошнековой выемке в недрах теряется большое количество угля. Недостатком этого способа до недавнего времени было то, что он пригоден в основном для отработки угля с низким сопротивлением резанию (≤ 250 кН/м). Однако установка БШК-2ДМ производства ГП «Завод имени В.А. Малышева» может вынимать уголь с сопротивляемостью резанию до 350 кН/м. В Китае уже успешно работает 16 комплексов украинского производства и подписан контракт на поставку 100 бурошнековых комплексов БШК-2ДМ для добычи угля из тонких пластов мощностью 0,5-0,9 м. Технологическая схема комплекса представлена на рис. 1.

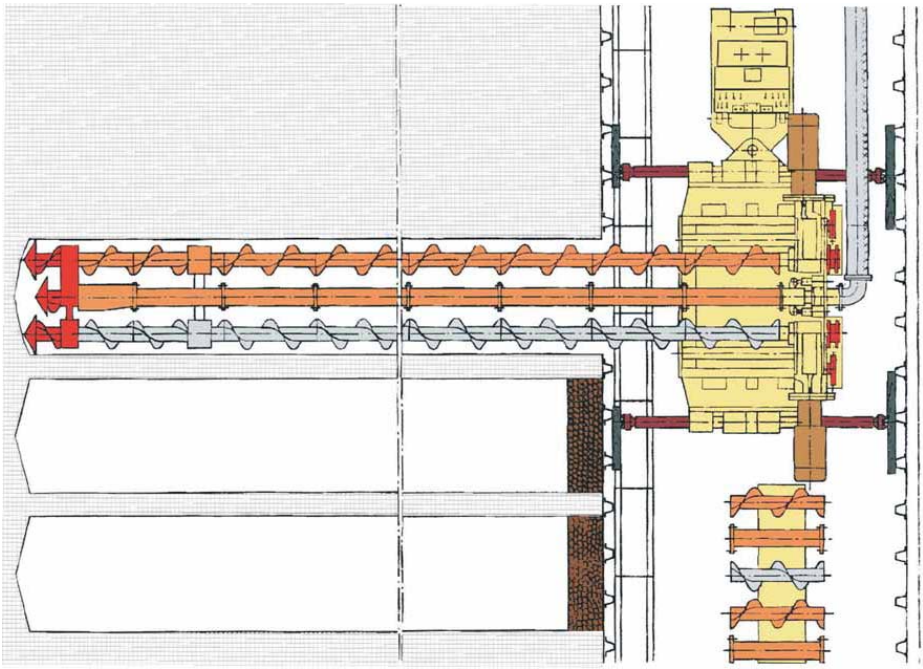


Рис. 1. Технологическая схема расположения комплекса БШК-2ДМ при отработке пласта тупиковыми выемочными полосами

Существует большое количество модификаций струговых установок, которые добывают уголь из тонких пластов как на шахтах Украины, так и за рубежом.

На шахте «Степная» ОАО «Павлоградуголь» успешно работает струговая установка фирмы Bucyrus DBT Europe GmbH. Добыча из лавы оборудованной этой установкой достигает 2500 т/сут и более. Однако при этой технологии возникают оседания на земной поверхности, которые не безопасны для охраняемых объектов [3].

Способ выемки пластов мощностью 0,45...0,9 м с углом падения до 20º с помощью комплекса КТП был разработан в институте «Донгипроуглемаш» [4]. Он предусматривает выемку камерами без крепления в обе стороны от выемочного штрека двумя машинами. Управление кровлей осуществляется междукамерными целиками шириной 0,5 м. Одна машина КТП прямым ходом проходит камеру шириной 1,28 м, вторая – обратным ходом расширяет, пройденную ею же камеру, до 2,64 м, частично извлекая при этом уголь из междукамерных целиков. Таким образом, выполняются следующие основные операции: подача выемочной машины на забой при прямом ходе, транспортирование отбитого угля на штрек, разведение режущих барабанов, подача выемочной машины на забой при обратном ходе, отбойка угля при обратном ходе, транспортирование угля на штрек.

Возможный отказ хотя бы одного из восьми основных узлов комплекса КТП при выполнении этих операций существенно снижает надежность всего технологического цикла. В этом основной недостаток данного способа добычи.

Для отработки пластов мощностью 0,45...0,9 м с углом падения до 35º в ДонУГИ был сконструирован буровыемочный комплекс КБВ и предложена камерная схема разработки по падению пласта [4]. Подготовка выемочного участка при этом производится откаточным и вентиляционным штреками. Между камерами оставляются целики шириной 0,3...0,5 м.

Технология выемки угля комплексом КБВ предусматривает выполнение таких операций, как подача буровой головки на забой, отбойку угля в забое скважины, транспортирование его по штреку, подачу выемочной машины на забой, отбойку и транспортирование угля на штрек.

Особо высокую надежность должны иметь шнековый конвейер и промежуточный редуктор выемочной машины. При их отказе для доставки машины на штрек необходимо выполнить дополнительный объем работ по проведению выработки по пласту, что является существенным недостатком в этой технологической схеме.

В Англии были созданы опытные образцы комплексов «Коллинз Майнер», предназначенные для разработки пологих пластов мощностью 0,48...0,86 м [5]. Выемка угля этими комплексами производится глухими камерами длиной 100 м по восстанию пласта. Ширина камер составляет 1,8...2,0 м. Кровля камер поддерживается крепью в виде стоек, оснащенных роликами. Между камерами оставляются целики шириной 1,2...1,4 м. Основными в технологическом цикле являются следующие операции: подача выемочного комбайна и закрепленных на нем узлов и устройств на забой, отбойка угля, транспортирование его на штрек и извлечение оборудования из камер. К недостаткам этого способа выемки следует отнести большие потери угля в целиках и непроизводительные операции по извлечению оборудования из камер.

Таблица

ПОДСЧЕТ БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ

№ фигуры	Площадь	Мощность пласта	Мощность прослоя	Объемный вес угля	Объемный вес породы	Запасы			Категория запасов	Марка угля
						угля	породы	горной массы		
По пласту C_6										
2	51	0,92	-	1,24	-	58	-	58	*B*	1ГВ
22	451	0,95	0,01	1,24	2,30	531	10	541	*B*	-"-
23	190	0,96	0,01	1,24	2,30	226	4	230	C_1	-"-
21	226	0,95	0,01	1,24	2,30	266	5	271	*B*	-"-
24	287	0,96	0,01	1,24	2,30	342	6	348	*A*	-"-
25	599	1,03	0,01	1,24	2,30	767	12	779	*A*	-"-
26	146	0,98	0,01	1,24	2,30	177	3	180	*A*	-"-
27	223	0,93	0,01	1,24	2,30	257	5	262	*A*	-"-
28	411	1,04	0,04	1,24	2,30	530	37	567	*A*	-"-
29	144	1,04	0,04	1,24	2,30	186	13	199	C_1	-"-
31	635	0,98	0,04	1,24	2,30	772	58	830	*B*	-"-
43	6	0,79	0,12	1,24	2,30	6	1	7	C_1	-"-
44	780	0,95	0,10	1,24	2,30	919	179	1098	*B*	-"-
Итого:	4149					5037	333	5370	*A+B+C*	
в т.ч.:	1666					2073	63	2136	A^6	
т.т.	2143					2546	252	2798	*B*	
т.м^2	340					418	18	436	*C*	
По пласту $C_6{}^1$										
9	1893	0,67	0,04	1,25	2,30	1585	174	1759	C_1	1ГВ
10	1283	0,68	0,01	1,25	2,30	1091	29	1120	C_1	К
12	117	0,65	0,03	1,25	2,30	95	8	103	C_1	-"-
Итого:	3293					2771	211	2982	C_1	

Отработка целиков и других оставленных запасов может снизить негативные последствия закрытия шахт на Украине, частично компенсировать и перенести вес затрат на более поздний, стабильный период экономики. Особенно важна попутная

добыча угля с использованием простых и сравнительно дешевых технологий.

На данный момент выемку целиков следует планировать с использованием всех видов короткозабойной технологии, прежде всего бурошнековой, скреперострутовой в камерах-лавах, а позже, когда будет налажено производство короткозабойных комплексов, отработку осуществлять преимущественно камерными системами.

Для определения экономической целесообразности отработки целиков с учетом сложившейся ситуации в стране и угольной промышленности требуется специальная методика. В принципе, здесь могут быть два подхода:

– первый – целики целесообразно извлекать, если на 1 т угля усредненные затраты по вскрытию, подготовке и эксплуатации при новом строительстве выше, чем предполагаемые при отработке целиков на действующей шахте; следует учитывать и фактор времени;

– второй – целики целесообразно извлекать, если себестоимость 1 т угля при их отработке равна или меньше себестоимости на конкретной шахте с учетом общешахтных удельных капитальных затрат и эксплуатационных расходов. В этом случае степень целесообразности отработки целиков с одинаковыми характеристиками на разных шахтах может быть различной, и принятие решения во многом будет зависеть от перспективы конкретной шахты.

Принятие первого или второго подхода связано во многом с потребностями в угле и с государственной политикой в отношении угольной промышленности. При обоих подходах следует рассматривать два варианта: выгодно сейчас, но невыгодно в будущем; невыгодно сейчас, но выгодно в будущем. И, наконец, надо найти приемлемую экономическую оценку того, что потери в целиках на действующих шахтах представляют собой потери вскрытых, нередко подготовленных, а в ряде случаев и готовых к выемке запасов [6].

В проекте отработки балансовых запасов угля ш. «Юбилейная» ОАО «Павлоградуголь», предусмотрено оставление охранного целика под населённым пунктом Росишки. К забалансовым запасам отнесена суммарная площадь охранного целика 7442000 м^2 с запасами угля 8352000 т. По характеристикам качества, мощности пласта, глубине залегания, газообильности угли идентичны углям запасов относящихся к категории промышленных запасов с маркой углей 1 ГВ. Таблица подсчета балансовых запасов угля законсервированных в целике приведена ниже.

Экономическая целесообразность отработки охранного целика обусловлена наличием штреков окантуривающих охранный целик с западной стороны на всю длину по падению и с северной стороны на всю длину по простиранию. Вышеперечисленное значительно снизит материальные затраты на подготовку выемочных панелей для отработки, сократит сроки реализации проекта.

Проблема отработки данных запасов высококачественного угля одна – это расположенный на поверхности населенный пункт Росишки, под которым и предусмотрено оставление целика. При существующей технологии ведения горных работ на шахте выемка этих запасов не возможна, по причине деформации поверхности после отработки лав. Поэтому авторами предлагается извлечение запасов расположенных в данном целике при помощи бурошнековых машин или комбайна Днепр [7]. Но параметры технологии отработки должны быть такими, чтобы во-первых – минимизировать

зировать потери угля в целиках, а во-вторых – максимально снизить деформации земной поверхности. Эту сложную задачу авторы планируют решить в дальнейших исследованиях.

Выводы

Проблема отработки запасов угля в различного рода целиках, полноты его извлечения, сокращения безвозвратных потерь важна как в экономическом, социальном, так и в морально-нравственном отношении. В таких условиях способы и параметры выемки угля, наряду с обеспечением высоких технико-экономических показателей добычи, должны удовлетворять требованиям охраны зданий, сооружений и природных объектов. Поиск соответствующих решений должен быть связан с определением и анализом НДС породной толщи и земной поверхности, подверженных влиянию очистных работ.

Список литературы

1. Колоколов О.В. Концептуальные принципы разработки угольных пластов, обеспечивающие минимальную осадку земной поверхности // Науковий вісник НГА України. – 1998. – №2. – С. 17-19.

2. О целесообразности разработки пласта n_9 бурошнековым способом / П.Е. Левкович, В.И. Мезников, В.С. Пономарев, Б.Г. Кушнир //Уголь Украины. – 1972. – №12. – С. 19-21.

3. Яворський А.В., Янко В.В., Лапко В.В. Перспективи та проблеми видобутку вугілля під охоронюваними об'єктами в Західному Донбасі / Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України. – Д., 2009. – №82. – С. 144-150.

4. Зверев М.Ф. Выбор технологии выемки тонких пластов // Уголь Украины. – 1969. – №11. – С. 34-37.

5. Коллинз Г.Э. Комбайны и крепи для тонких угольных пластов // Сб. матер. V Междунар. горного конгресса. – М.: Недра, 1968. – С. 23-27.

6. Сапицкий К.Ф., Ярембаш И.Ф., Ворхлик И.Г., Егоров С.Г. Отработка угольных целиков – существенный резерв в условиях дефицита инвестиций //Уголь Украины. – 1996. – №4. – С. 13-16.

7. Патент №3769-XII. Вугільний нарізний комбайн / Родіонов І.Ф., Яворський В.М. (Україна), 1993.

УДК 622.26

© Д.В. Мальцев

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОЧИСТНОЙ ДОБЫЧИ УРАНОВЫХ РУД УКРАИНЫ

Розкрито перспективи видобування уранової сировини в Україні. Наведено шляхи ресурсозбереження для шахт ДП «СхідГЗК» і «Дирекція». На прикладі умов шахти «Смолінська» визначені теоретичні залежності дії напружень у відбивних шарах руди. Отримано нові технологічні параметри буропідривних робіт для очисного видобутку.

Раскрыты перспективы добычи уранового сырья в Украине. Приведены пути ресурсосбережения для шахт ГП «ВостГОК» и «Дирекция». На примере условий шахты «Смолинская» определены теоретические зависимости действия напряжений в отбиваемых слоях руды. Получены новые технологические параметры буровзрывных работ для очистной добычи.

Prospects of raw uranium mining in Ukraine are defined. Ways of resourres-saving for mines of SC «VostGOK» and mine «Dyrektsija» are defined. Theoretical relations of stresses in extracted seams of ore are developed for mine «Smolinska». Technological parameters of drilling and blasting works are received.

Постановка проблемы

Запасы Украины природным ураном выводят страну в первую десятку в соответствующем мировом рейтинге, и дает возможность обеспечения отечественных АЭС собственным урановым сырьем на 100 лет. При этом всего 30% от потребностей в природном уране производится на урановых месторождениях страны [1, 2].

Связь проблемы с научно-исследовательскими заданиями

Шахты Государственных предприятий «Восточный горно-обогатительный комбинат» и «Дирекция» (Днепропетровская и Кировоградская области) способны полностью обеспечить потребности в ядерно-топливном цикле страны.

Сырьевая база 12 разведанных месторождений страны способна вывести Украину на лидирующие места среди мировых производителей природного урана. Поэтому создание собственного неполного ядерно-топливного цикла это ничто иное, как будущий энергетический суверенитет, а в условиях недостаточного государственного финансирования задача ресурсосбережения играет стратегическое значение.

Анализ последних достижений и публикаций

Добыча урановых руд на Ватутинском (ш. «Смолинская»), Мичуринском и Центральном (ш. «Ингулецкая»), Ново-Константиновском (ш. «Ново-Константиновская») месторождениях осуществляется с помощью камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Порядок добычи руд с помощью камерных систем заключается в поочередной отработке одиночных очистных камер и последующей закладкой очистного пространства. В процессе отработки камерных запасов и принятия камерами проектных размеров в окружающем массиве руды происходят изменения напряженно-деформированного состояния (НДС).

Параметры буровзрывных работ (расстояние между скважинами и их рядами, степень недозаряда, тип взрывчатого вещества и др.) остаются неизменными на период отработки запасов камеры. Эти факты дают реальную возможность для экономии средств взрывания путем учета НДС массива руды в процессе проведения очистных работ.

Задача влияния НДС на камеру частично решалась проф. Капленко Ю.П. в целом для всей камеры не дифференцировав на стадии отработки.

Выделение нерешенной задачи

При отбойке руды на урановорудных шахтах Украины накоплен определенный опыт по системному управлению качеством скважинной отбойки руд, заключающийся в непрерывном сборе и обработке информации, которая характеризует свойства массива и дробления горной массы с дальнейшим обоснованием параметров БВР. Однако до настоящего времени отсутствует учет технологическими параметрами БВР зависимостей изменения напряженности массива руды в процессе принятия камерами проектных размеров [3].

Постановка задачи

Анализ производственной ситуации по вопросу изучения поведения массива руды вблизи очистных камер показал, что его состояние характеризуется значительным изменением напряженности. Автором установлено, что основными видами проявления разгруженности массива является расслоение, отшелушивание и отколы руды, которая примыкает к очистной камере.

Основная часть

Современные геотехнологические условия добычи руд характеризуются разбалансировкой технологических процессов, что снижает темпы эксплуатации отечественных железорудных месторождений. Результатом этого является применение широкого спектра горных работ, не сопровождаемых достаточным научным обеспечением.

Анализ методов моделирования физических процессов, протекающих в земных недрах, показал, что совершенствование камерных систем разработки целесообразно производить с применением современных методов исследования, мировые тенденции развития которых, ориентированы на применение синергетического подхода [5]. Таким подходом обладают термодинамические, энергетические и энтропийные ме-

тоды. В наших исследованиях принят термодинамический метод, разработанный учеными Криворожского технического университета, который по уровню научной проработки является наиболее эффективным.

Термодинамический метод позволяет точно определить место расположения зон разгрузки и концентрации напряжений в прилегающем к очистной камере массиве [6].

Исследование наложения зон разгрузки и концентрации напряжений в массиве вокруг выработанного пространства позволило решить проблемы, возникшие перед урановорудными предприятиями Украины. Днепропетровскими горняками выполнена оценка влияния выработанного пространства на запасы, отрабатываемые с отставанием от фронта очистных работ шахт. Полученные результаты исследований позволили оценить влияние выработанного пространства сложной формы на взаимное расположение зон разгрузки и концентрации напряжений, что показало распределение областей повышенного горного давления в массиве.

Физико-механические свойства руд и пород, вмещающих очистные камеры, представлены в следующих пределах. Прочность руд колеблется от 120 до 140 МПа, а вмещающих пород от 140 до 160 МПа. Объемная масса руд изменяется от 0,35 до 0,4 МН/м^3 и вмещающих пород от 0,25 до 0,29 МН/м^3. Приведенные значения получены без учета деформационных свойств массива, вмещающего очистную камеру. Это связано с тем, что изменение прочности руды при моделировании незначительно влияло на изменение полей напряжений. Расчеты показали, что прочность пород оказывает существенное влияние лишь на параметры деформирования вмещающего очистную камеру массива руды. Разрушающие деформации возникали в местах, где нормальные напряжения, действующие в массиве зоны разгрузки, превышали предельно-допустимые на растяжение или сдвиг. Разницу между действующими и предельными напряжениями отражал коэффициент запаса прочности, который в расчетах принимался равным 1 [3].

В качестве примера рассматривалось формирование областей разрушающих деформаций в массиве руды, окружающем очистную камеру (рис. 1). Интенсивное разупрочнение массива в области разгрузки напряжений происходило при условии попадания в них буровых подэтажных выработок и пробуренных эксплуатационных скважин. Области разрушающих деформаций, возникающих в окружающем очистную камеру массиве, распространялись на отбиваемые слои руды подэтажных буровых горизонтов. На подэтажном горизонте 3 эта область проникает от очистной камеры в массив руды на расстояние до 15 м, а на горизонте 4 – до 10 м.

По результатам проведенных теоретических расчетов автором установлено, что проведение буровзрывных работ в областях с интенсивными разрушающими деформациями целесообразно сопровождать точным учетом величины деформирования массива для отбиваемых слоев руды. Анализ результатов теоретического моделирования показал, что очистная камера оказывает существенное влияние на окружающий массив горных пород. Массив в зоне разгрузки напряжений очистной камеры характеризуются областями повышенной неустойчивости, что дает возможность учитывать характер и степени напряженности массива в каждом отбиваемом слое руды (рис. 2).

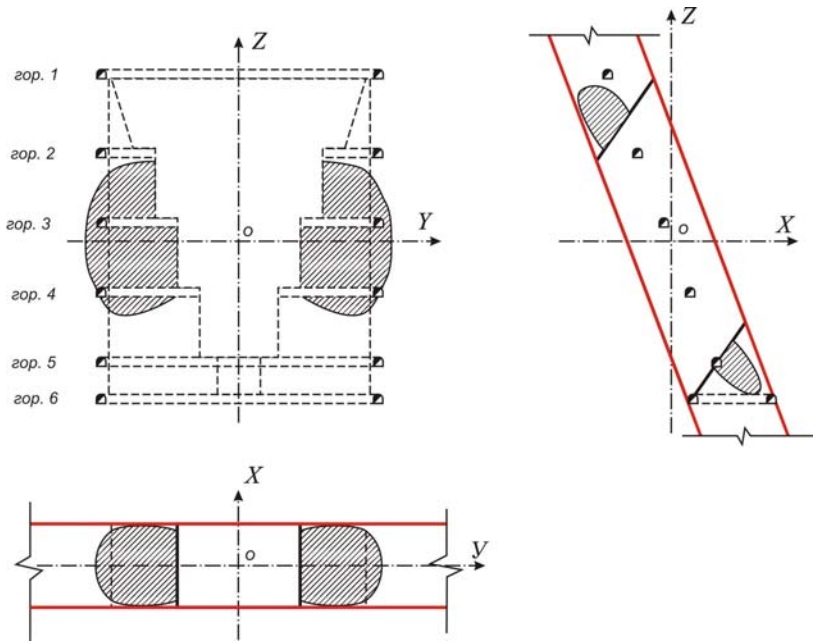


Рис. 1. Развитие областей разрушающих деформаций в рудном массиве

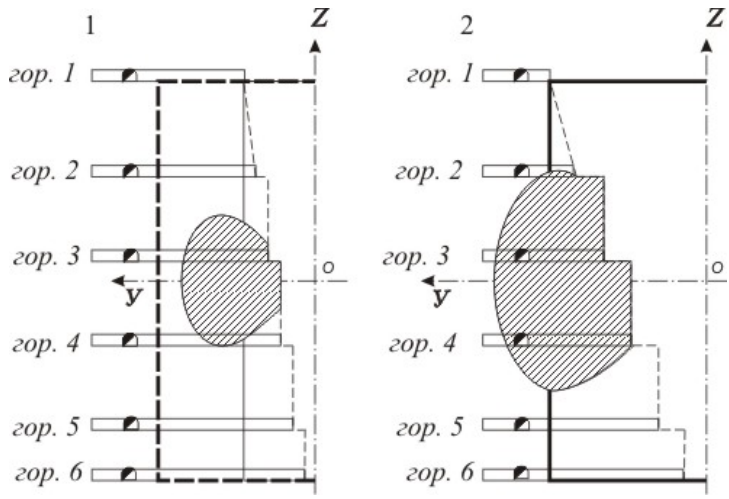


Рис. 2. Развитие областей разрушающих деформаций в рудном массиве, окружающую очистную камеру

Установлено влияние очистного пространства на степень откола (отслоения, отшелушивания) прилегающего массива руд по кубической зависимости

$$\sigma_p = l_к^3 - al_к^2 + bl_к - c,$$

где σ_p – предельные напряжения возникающие в окружающем массиве руд;

$l_к$ – горизонтальны пролет камеры.

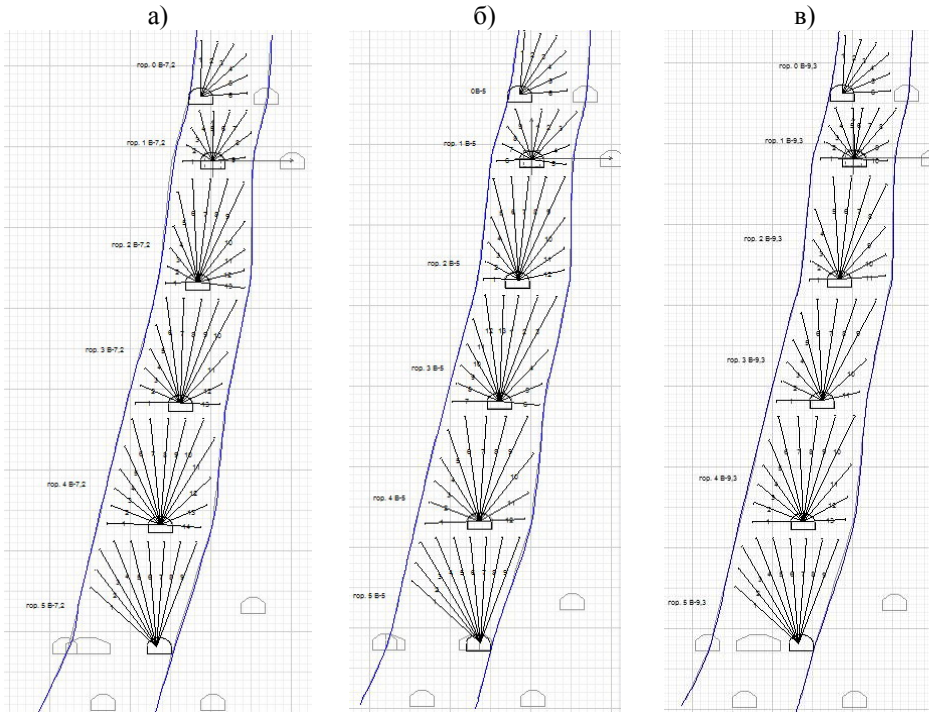


Рис. 3. Параметры буровзрывных работ при 60, 70 и 80% отработки камеры на основе проведенных исследований для гор. 1-5 на глубинах 600…1000 м: а, б, в – поперечное сечение камеры при 60, 70 и 80% отработки камерных запасов соответственно

При этом, как указано выше, разница между действующими и предельными напряжениями (σ_p) выражено через коэффициент запаса прочности, который в расчетах принимался равным 1, и в областях, где есть превышение этого числа, происходит откол (отслоение, отшелушивание) в массиве. Решение этой задачи выполнено применительно для условий шахты «Смолинская», «Ново-Константиновская»

ГП «ВостГОК». Разработаны новые параметры БВР для очистных работ, позволяющий экономить до 25% затрат на проведение буровзрывных работ при производстве очистной выемки (рис. 3). Оставляя при этом неизменными действующее оборудование, расположение буровых горизонтов, ВВ и средства инициирования, и т.д.

Затраты на БВР и сопутствующие расходы можно снизить до 47%, если изменить расположение буровых горизонтов в центральной части камеры, а именно, горизонты 2, 3 и 4 в сторону увеличения с 12…15 до 18…22 м.

Показанные сечения на рис. 3 выбраны не случайно, т.к. на этих стадиях отработки камерных запасов (60, 70 и 80%) видны уменьшения в количестве эксплуатационных скважин в веере на горизонтах 2, 3 и 4, по сравнению с предыдущим.

Выводы

Обоснование рациональных параметров отбойки эксплуатационных скважин в зоне влияния очистного пространства произведено на основе исследования напряженно-деформированного состояния массива вокруг очистной камеры. Связанные с нормальными напряжениями размеры областей разрушающих деформаций влияют ($\sigma_p = l_к^3 - al_к^2 + bl_к - c$) на параметры отбойки скважин на подэтажных горизонтах. Предлагаемые параметры буровзрывных работ способствуют более ресурсосберегающему процессу отбойки руд и позволяет повысить безопасность труда горнорабочих, задействованных на бурении, заряжании и взрывании эксплуатационных скважин на урановых рудниках страны.

Внедрение разработанных технологий на шахтах Украины благоприятно скажется на наращивании мировыми экспортерами объемов продаж, что повысит конкуренцию на основных рынках сбыта отечественного урановорудного сырья. Вследствие чего откроется возможность более долгосрочного удержания позиций украинского экспорта на традиционных рынках Западной Европы и внутри страны.

Список литературы

1. Дубова И. Энергетическая политика Украины. – 2005. – №6 (www.zerkalo-nedeli.com).

2. Вілкул О.Ю. Огляд світового ринку залізорудної сировини // Вісник КТУ. – 2004. – №4. – С. 3-12.

2. Капленко Ю.П. Методические указания по расчету параметров буровзрывных работ. – Кривой Рог: КГРИ, 1982. – 45 с.

3. Чернов А.П. Добыча и переработка урановых руд в Украине. – К.: АДЕФ Украины. – 2001. – 238 с.

4. Князева Е.Н., Курдюмов С.П. Синергетика как новое мировозрение: диалог с И. Пригожиным // Вопросы философии. – 1992. – №12. – С. 23-28.

5. Лавриненко В.Ф. Условия равновесия напряжений в нетронутом массиве // Изв. вузов. Горный журнал. – 1982. – №6. – С. 17-22.

УДК. 622.273: 622.272.3

© В.Ю. Медяник, Ю.А. Медяник

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОТ ПРИМЕНЕНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Розглянуті питання щодо відробки пологих вугільних пластів на великих глибинах при стовповій, суцільній та комбінованій системах розробки. Зроблено оцінку ефективності від застосування комбінованої системи розробки у порівнянні зі стовповою з метою поліпшення техніко-економічних показників, безпеки праці та екології.

Рассмотрены вопросы по отработке пологих угольных пластов на больших глубинах при столбовой, сплошной и комбинированной системах разработки. Выполнена оценка эффективности от применения комбинированной системы разработки в сравнении со столбовой с целью улучшения технико-экономических показателей, безопасности работы и экологии.

Problems concerning mining of glat coal seams on big depths using pillar, continuous and combined mining methods are considered. Evaluation of combined mining method efficiency is performed compared to pillar method in order to improve technical-economic indices, work safety and ecology.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

В условиях, которые сложились в угольной промышленности Украины, в период экономического мирового кризиса, обеспечение потребностей народного хозяйства Украины в угле должно осуществляться, в основном, за счет стабилизации и наращивания объема добычи на действующих шахтах. Исходя из этого, следует изменить взгляды на своевременную подготовку и отработку выемочных столбов.

К любой системе разработки предъявляются такие основные требования как безопасность ведения работ, экономичность, охрана недр и окружающей среды. На практике при выборе рациональной схемы учитываются преимущественно горно-геологические и горнотехнические факторы, но абсолютно не учитываются затраты по подготовке очистных забоев к добыче. Несвоевременная подготовка очистной линии забоев, наряду с другими причинами, обусловили кризисное состояние угольной промышленности и привели к снижению объемов добычи угля.

Так, до настоящего времени основной системой разработки угольных пластов являлась система разработки длинными столбами с выемкой по восстанию (падению) и по простиранию. Причем отработка длинными столбами по восстанию зна-

чительно превосходила отработку лавами по простиранию.

Одним из главных достоинств столбовой системы разработки является полное разделение во времени и пространстве очистных и подготовительных работ, что создает благоприятные условия для применения высокопроизводительных очистных комплексов «нового поколения», обеспечивающих большие нагрузки на лавы. Подтверждением этому служит то, что практически все лавы-тысячницы отрабатывают угольные пласты длинными столбами. К достоинствам данной системы разработки следует также отнести: детальную разведку пласта в пределах выемочного поля; возможность безнишевой выемки угля в лаве; обеспечение постоянной длины лавы в выемочном столбе, особенно при отработке пласта по восстанию; повышение надежности работы подземного транспорта. Это доказано в работе [1, 2, 3, 4 и др.], что с увеличением глубины разработки устойчиво снижается долевое участие столбовой системы разработки. При этом удельный вес комбинированной и сплошной систем разработок возрастает. В дальнейшей перспективе освоение глубин 1400-1600 м, поэтому следует ожидать дальнейшего увеличения удельного веса сплошной и комбинированной систем разработок.

Объективно рассматривая достоинства столбовой системы, попытаемся оценить ее с позиций сегодняшнего дня. Эта система разработки, несмотря на очевидные преимущества, благодаря которым она является основной на шахтах Донбасса, имеет и существенные недостатки. Отметим их с учетом некоторых экономических и экологических факторов.

Практически на всех шахтах происходит разрыв во времени между окончанием отработки выемочных столбов и подготовкой новых. Из-за отсутствия высокоэффективных и надежных проходческих комбайнов темпы проведения выемочных штреков очень низкие. На подготовку столба длиной 1200-1500 м при среднем темпе проведения конвейерного и вентиляционного 80 м требуется до 1,5 лет. Проведение разрезной печи и монтаж очистного оборудования в еще большей степени увеличивает разрыв во времени. Результатом этого является уменьшение количества действующих очистных забоев и, как следствие, снижение объемов добычи и ухудшение всех технико-экономических показателей шахт.

В сложившихся экономических условиях у шахт нет денежных средств на закупку высокопроизводительных очистных механизированных комплексов. А именно при отработке выемочных столбов обратным ходом такими «комплексами нового поколения» проявляются главные достоинства столбовой системы.

На глубине 600-1000 м при отработке пластов возрастает горное давление, температура, газоносность, опасность внезапных выбросов угля и газа, а также горных ударов. Как отмечалось выше, в перспективе освоение глубин более 1500 м, на которых ожидается в еще большой степени ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий при предварительном оконтуривании запасов подготовительными выработками, что усложнит их поддержание.

Вся порода от проведения выемочных ходков (штреков) выдается на поверхность, что приводит не только к затратам на ее транспортировку, но и к загрязнению окружающей среды. Уголь, содержащийся в горной массе, попадает на терриkон, возгорается и наносит вред окружающей среде и здоровью населения. Никто не учи-

тывает, что в будущем необходимы средства на тушение террикона, его озеленение или ликвидацию после закрытия шахты.

В связи с увеличением глубины разработки стали переходить со столбовой на комбинированную систему разработки с проведением конвейерного ходка (штрека) вслед за очистным забоем. Основная причина такой тенденции – ухудшение состояния выработок и повышенная трудоемкость их поддержания в массиве, особенно при столбовой системе, в зоне опережающего опорного давления от очистных работ.

Описания механизмов поведения пород вокруг выемочных выработок, охраняемых позади очистного забоя с помощью искусственных ограждений, в литературе весьма многочисленны и приурочены, как правило, к конкретным горно-геологическим условиям.

При сплошной и комбинированной системах разработки порода закладывается в бутовые полосы. За последние пять лет они вновь начали широко применяться на различных глубинах, особенно при выемке выбросоопасных пластов. В современных условиях отчетливо проявились достоинства комбинированных и сплошных систем разработок, а именно:

– быстрое развитие фронта очистных работ;

– эффективное проветривание очистных забоев обособленной струей воздуха;

– небольшое количество длинных тупиковых подготовительных забоев.

– выемочные ходки (штреки), проводимые за лавой, не испытывают опережающего опорного давления, при охране их породными полосами находятся в достаточно устойчивом состоянии и пригодны для повторного использования, около 20-30% смещений пород по вертикали реализуется на участке от очистного до проходческого забоя, не воздействуя на крепь в выработке;

– обеспечивается устойчивое проветривание участка, нормализация теплового режима и сохранение более благоприятных условий для передвижения людей и доставки материалов к забою;

– снижается пучение пород почвы, и улучшаются показатели извлечения и повторного использования металлокрепи из погашаемых выработок, поддерживаемых за лавой.

Считается, что при столбовой системе разработки создаются более благоприятные условия для эксплуатации очистных механизированных комплексов, чем при сплошной и, частично, комбинированной. Это характерно для работы в нормальных горно-геологических условиях при хорошей устойчивости выемочных ходков (штреков). Если эти условия неблагоприятны, то комплексы работают плохо, о чем свидетельствуют многие статистические данные. В сравнительных расчетах экономической эффективности при выборе механизированного комплекса не всегда учитываются затраты на предварительную подготовку столбов. Для сплошной системы разработки необходимо провести откаточный и вентиляционный ходки (штреки) от бремсберга или уклона на расстояние охранного целика (до 60-80 м), Затем выемочные ходки (штреки) соединить разрезной печью, откуда и начнутся очистные работы. При комбинированной системе одна выработка уже пройдена и повторно используется при отработке смежного последующего выемочного столба, а при подготовке запасов к выемке необходимо провести один конвейерный ходок (штрек) и

разрезную печь, смонтировать очистное оборудование. С началом добычных работ очистной и подготовительный забои движутся по восстанию (падению) или по простиранию пласта в направлении от бремсберга (уклона) к границам панели. При варианте сплошной системы разработки с опережающей выработкой и отставанием штрека отметим, что откаточный ходок (штрек) будет испытывать влияние очистного забоя впереди лавы, а позади него – влияние зависших пород кровли со стороны угольного массива.

При переходе горных работ на большие глубины столбовая система разработки, которая повсеместно применялась ранее, начала терять свои преимущества вследствие значительного разрыва во времени между завершением отработки выемочных столбов и подготовкой новых, а также из-за низкой устойчивости подготовительных выработок, сдерживающей подвигание лав. Значительные материальные и трудовые затраты на перекрепление штреков впереди лав вызывают увеличение стоимости угля и ухудшение других технико-экономических показателей добычных участков. Увеличение глубины разработки отрицательно сказалось на состоянии подготовительных выработок при столбовой системе разработки, вследствие чего затраты на ремонт и трудоемкость работ резко возросли.

Достоинством сплошных систем разработок является малый первоначальный объем проводимых выработок при подготовке нового очистного забоя, в связи с чем эти системы находили широкое применение в начальный период развития угольной промышленности и в послевоенный восстановительный период. К недостаткам следует отнести большие утечки воздуха через выработанное пространство, отсутствие возможностей для доразведки пласта в выемочном поле, его осушения и дегазации, что затрудняет применение и снижает эффективность использования современных высокопроизводительных комплексов. В связи с этим сплошные системы разработки применялись при разработке тонких газоносных пластов на глубоких горизонтах с неустойчивыми вмещающими породами, в том числе склонных к пучению, а в варианте с проведением штреков вслед за очистным забоем – на одиночных незащищенных пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа и горным ударам.

При сплошной системе разработки чаще всего применялся самый нерациональный, с точки зрения охраны выработок, вариант с опережающей откаточной выработкой. В последнее время широко распространен вариант сплошной системы разработки с проведением откаточной и вентиляционной выработок вслед за забоем лавы. В этом случае увеличивается объем породы, подрываемой в двух ходках (штреках) и закладываемой в выработанное пространство, что сдерживает темпы проведения выемочных ходков (штреков), так как при этой системе работы по проходке ведут одновременно на той же территории, что и очистные работы.

Таким образом, сплошная система разработки при работе очистной и подготовительной выработок обусловливает возникновение противоречий между их перемещениями.

При столбовой системе разработки возникает противоречие между движущейся очистной выработкой и неподвижной в это время подготовительной, которая без надработки или подработки теряет свою устойчивость во времени. По мере интенсификации очистной выемки объем ремонтных работ настолько возрастает, что вы-

емочные штреки не удается поддерживать в удовлетворительном состоянии, а это сдерживает интенсификацию очистной выемки. На определенном этапе потенциальные возможности применяемого варианта системы разработки постепенно исчерпываются, а недостатки его проявляются все в большей степени и оказывают нарастающее отрицательное влияние на процесс производства.

На каждом этапе развития требования к вариантам систем изменяются. Поэтому на различных этапах развития то или другое свойство вариантов систем (возможность быстрой подготовки очистной линии забоя, простота схем подготовки выемочных участков, возможность территориального отделения очистных работ от подготовительных в пределах участка, возможность подсвежения исходящей струи воздуха становится главным и требует быстрого развития.

При комбинированной системе разработки пологих пластов как по восстанию (падению), так и по простиранию вентиляционный бортовой ходок (штрек) пройден на всю длину выемочного столба и погашается после прохода лавы (проявление элемента столбовой системы разработки), а конвейерный проводится по мере подвигания очистного забоя, поддерживается для повторного использования в качестве вентиляционного (черты сплошной системы разработки).

Анализ изменения удельного веса систем разработок в угольной промышленности Украины свидетельствует о том, что на глубине до 600 м процент использования столбовой системы разработки составляет 68%, комбинированной –19%, сплошной – 13%. С увеличением глубины удельный вес столбовой системы уменьшается [2, 3] (см. рис. 1). В перспективе выемка пластов мощностью меньше 0,8 м будет проводиться в 50% очистных забоев с малоустойчивой кровлей на пластах $m = 0{,}8$ м, около 70% лав будут работать в условиях неустойчивых кровель. Это усложняет оконтуривание запасов подготовительными выработками и усложняет их поддержание, в связи с чем перспектива перехода на комбинированную и сплошную системы разработки значительно расширяется.

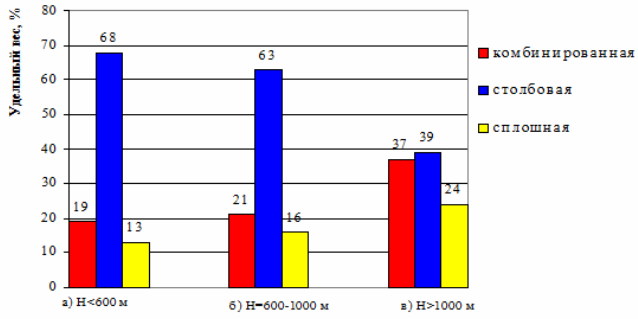


Рис. 1. Удельный вес систем разработки в угольной промышленности Украины

При рассмотрении достоинств и недостатков сплошных и столбовых систем разработок можно остановиться на «золотой середине» – комбинация столбовой и сплошной систем разработок приводит к комбинированным системам разработки.

А с увеличением глубины разработки такая тенденция возрастает.

Постановка задачи

Задачей данной работы является разработка расчетного метода для определения экономической оценка и определение эффективности при столбовой и комбинированной системах разработки.

При выполнении расчета принимались во внимание стоимостные показатели на выполнение, в основном, операций технологических процессов: проведения, охраны и ремонта выработок, выдачи породной массы от проведения выработок на поверхность. Кроме того, учитывались затраты на материалы крепления выработок и амортизационные отчисления эксплуатируемого оборудования для проветривания проводимых при подготовке столба выработок.

Изложение материала и результаты

Объем выполняемых работ, а также расходы по зарплате и материалам, приведенные в табл. 1, определяли на основании фактических данных службы ОТИЗ и расчетов по нормативной документации для ведения подготовительных работ на шахте «Прогресс» ДП «Торезантрацит».

По шахте «Прогресс» на глубинах свыше 1200 м в условиях столбовой системы разработки по пласту h_8 усложнилось поддержание бортовых ходков не только в зоне влияния очистных работ, но и при проведении их в массиве. Примером может быть 2-й бортовой ходок ЮП №3, расположенный на глубине 1307 м. Смещение пород по вертикали после его проведения за период поддержания 250-300 сут достигали 600-700 мм [1], что явилось причиной необходимости проведения работ по подрывке пород почвы и на отдельных участках перекрепления выработки еще до пуска в работу новой лавы (рис. 2 и 3).

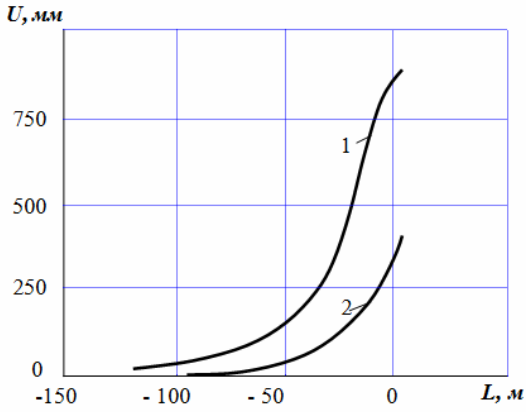


Рис. 2. График смещений пород в зависимости от расстояния до забоя лавы и бортовом ходке, поддерживаемом впереди очистного забоя на шахте «Прогресс»: 1 – сближение пород кровли и почвы; 2 – сближение боков выработки

Рис. 3. Состояние 2-го бортового ходка ЮП №3

Велись также работы по восстановлению сечения выработки в зоне опережающего опорного давления из-за интенсивности проявления смещений пород, что характерно и подтверждается исследованиями [5] по Чистяково-Снежнянскому промышленному району.

За период влияния опорного давления в выработках смещения пород на уровне забоя лавы достигают по вертикали 600-700 мм и со стороны боков – 550-650 мм (см. рис. 2).

В зоне влияния очистных работ активизация смещений контура начинает проявляться впереди лавы на расстоянии 50-70 м. Максимальные значения деформаций пород в пределах 20-30 мм на метр подвигания лавы отмечены впереди очистного забоя в 6-10 м. На линии забоя лавы сближение пород кровли и почвы в штреке достигло 1380 мм (рис. 3).

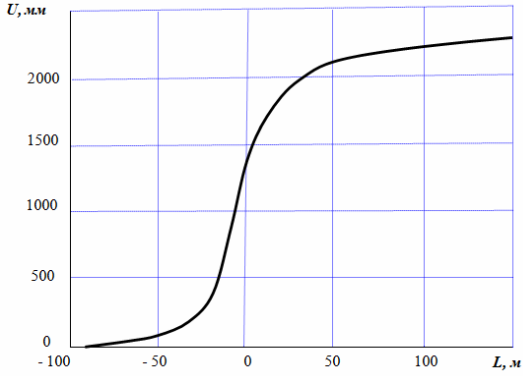


Рис. 4. График сближений пород кровли и почвы U в зависимости от расстояния до забоя лавы L во 2-м бортовом ходке ЮП №3 шахты «Прогресс»

За забоем лавы, как видно из графика, процесс смещений контура выработки постепенно затухает. На удалении от очистного забоя на 90-100 м, в зоне выработанного пространства, изменение этих смещений составило около 780 мм. За лавой в 80-100 м уменьшение высоты выработки с учетом смешений за период поддержания

штрека в массиве достигло 2700-2800 мм; потеря сечения при этом в основном происходила за счет более интенсивного пучения пород почвы. Опускание кровли от общих вертикальных смещений составляло 30-35%, или по абсолютной величине – 800-900 мм [1].

В 20-25 м впереди забоя лавы производятся работы по расширению сечения выработки за счет подрывки пород почвы на высоту до 0,9-1,1 м и в отдельных точках перекрепления.

На участках погашения за лавой высота выработки составляла 0,8-1,0 м. В изложенных выше условиях поддержание конвейерных бортовых ходков за лавой с целью повторного использования не представляется возможным. Для подготовки смежного выемочного столба (участка) необходимо проводить новые или восстанавливать почти погашенные ходки.

Как показали наблюдения (еще не на экспериментальном участке) в 8-м южном бортовом ходке на шахте «Прогресс», при проведении выработки за забоем лавы смещения пород стабилизировались на расстоянии 80-100 м, а предельная величина их 250 мм со стороны кровли и почвы не превышала 450 мм и со стороны боков выработки – 200 мм (см. рис. 5 и 6).

Рис. 5. Состояние 8-го южного бортового ходка ЮП №1

В условиях шахты «Прогресс» достаточно широко используется последовательная отработка участков лав по комбинированной системе разработки с проведением только одной конвейерной выработки вслед за очистным забоем. В качестве вентиляционных выработок, поддерживаемых только впереди забоя лавы, используются повторно бортовые ходки, выработки отработанного ранее участка.

Из изложенного следует, что поддержание выработок при комбинированной системе разработки более эффективно, чем при столбовой. Поэтому экономическая оценка этих систем осуществлялась по затратам на подготовительные работы, исключая расходы на ведение очистных и имеет в виду их идентичность (одинаковую длину очистного забоя и применяемую выемочную технику).

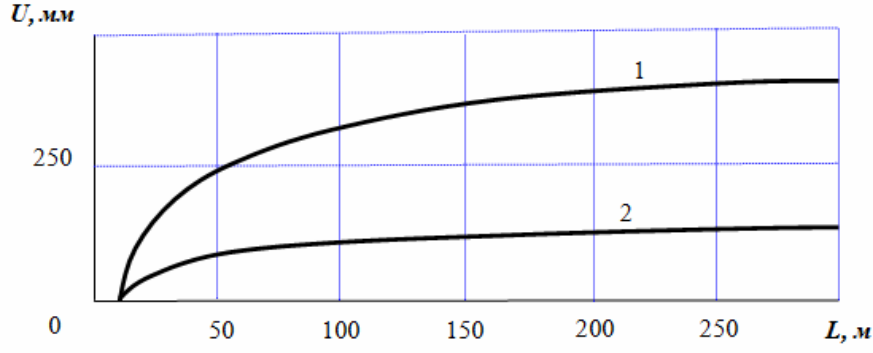


Рис. 6. График смещений пород в зависимости от расстояния до забоя лавы в 8-м южном бортовом ходке шахты «Прогресс»: 1 – сближение пород кровли и почвы; 2 – сближение боков выработки

Таблица 1

СВОДНАЯ ТАБЛИЦА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ
ДЛЯ РАСЧЕТА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Горнотехнические и стоимостные показатели	2-я лава ЮП №3		7-я южная лава ЮП №1	
	Примыкающие к лавам подготовительные выработки			
	конвейерная	вентиляционная	конвейерная	вентиляционная
1	2	3	4	5
Сечение выработки S, м^2 – в свету – после осадки – при проведении	 13,8 10,0 15,4	 11,2 9,0 13,52	 11,2 9,0 13,52	 11,2 9,0 13,52
Тип крепи	КМП-13,8 (А3)	КМП-11,2 (А3)	КМП-11,2 (А3)	КМП-11,2 (А3)
Способ уборки породы	комбайн	комбайн	ЗУ	–
Плотность установки крепи, рама/м	0,85	0,85	0,85	0,85
Объем выхода породной массы при проведении выработки V, м^3/м т/м	$V_1 = 15{,}4$ 33,1	$V_2 = 13{,}5$ 28,35	$V_3 = 9{,}1$ 22,75	– –

Продолжение таблицы 1

1	2	3	4	5
Затраты по выдаче породной массы на поверхность (по источникам ДонУГИ в ходе экономического сравнения по статьям затрат (заработная плата, электроэнергия, амортизация, материалы, доставка автотранспортом, разравнивание бульдозерами и размещения породы), выдача 1 т породы на поверхность обходится), ρ, грн/т	125,22	125,22	–	–
Анкерная крепь, грн/т	1569	1569	–	–
Сетчатая затяжка металлическая, м^2	87	87	87	87
Стоимость лесоматериалов $K_л$, грн/м^3	251,5	251,5	251,5	251,5
Частота перекрепления выработки (по данным шахт), r_p	0,3	0,25	–	0,132
Частота подрывки пород почвы, r_n	2,0	1,0	–	0,69
Процент потерь металлокрепи при ремонте выработок $R_к$, %	35	–	–	35
Процент потерь деревянной затяжки при ремонте выработок, $З_p$, %	100	–	–	100
Амортизационные отчисления по эксплуатации вентилятора для проветривания выработок ВМЦ-8, стоимостью 21750 грн, при ресурсе 4 года, K_2, грн/год	5437,5	5437,5	–	–
Затраты на проведение выработки по зарплате, грн/м	C_{11}=172,48	C_{12}=170,09	C_{11}^1=168,2	–
Стоимость одноразовой подрывки пород почвы на h = 0,9 м по зарплате, $C_{пп}$, грн/м	54,13	51,28	–	45,47
Стоимость перекрепления выработки по зарплате с заменой крепи и выпуском породы C_n, грн/м	172,75	–	–	168,16
Стоимость электроэнергии по шахте, грн/кВт·ч	0,2436	0,2436	–	–

Сравнение затрат на проведение и поддержание выработок при столбовой и комбинированной системах разработки определялось по формуле (1):

$$C_{эф} = C_{ст} - C_{комб}, \quad (1)$$

где $C_{ст}$ и $C_{комб}$ – затраты на горнопроходческие работы соответственно при столбовой (по 2-й лаве ЮП №3) и комбинированной (по 7-й южной лаве) системах на 1 м подвигания очистного забоя, грн/м.

Тогда

$$C_{ст} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5, \quad (2)$$

$$C_{комб} = C_1' + C_2', \quad (3)$$

где C_1 и C_1' – затраты по зарплате на проведение выработок, грн/м;

C_2 и C_2' – поддержание выработок по зарплате и материалам, грн/м;

C_3 – затраты на выдачу породной массы из подготовительного забоя и участка перекрепления и подрывки почвы на поверхность, грн/м;

C_4 – затраты на закладку породы в бутовую полосу, грн/м;

C_5 – затраты по обеспечению проветривания проводимых выработок в массиве при подготовке участка, грн/м.

Затраты на горно-подготовительные работы в условиях столбовой системы разработки определяются по следующим формулам:

$$C_1 = C_{11} + C_{12} + C_{13} + C_{14}, \quad (4)$$

где $C_{11} = 172$ грн/м;

$C_{12} = 170{,}09$ грн/м;

C_{13} – стоимость материалов на крепление 1 м проводимой выработки (конвейерного штрека) (см. табл. 1).

$$C_{13} = K_к + K_з = 0{,}326 \cdot 1935 + 0{,}326 \cdot 1569 + 0{,}45 \times$$

$$\times 87 + 0{,}45 \cdot 251{,}5 = 1294{,}63 \text{ грн/м.}$$

Здесь $K_к$ и $K_з$ – соответственно стоимость металлокрепи и деревянной затяжки (см. табл. 1);

C_{14} – стоимость материалов на крепление 1 м вентиляционной выработки (штрека).

$$C_{14} = K_{к1} + K_{з1} = 0{,}252 \cdot 1925 + 0{,}252 \cdot 1569 + 0{,}35 \times$$

$$\times 87 + 0{,}35 \cdot 251{,}5 = 998{,}96 \text{ грн/м.}$$

Итого: $C_1 = 172{,}48 + 170{,}09 + 1294{,}63 + 998{,}96 = 2636{,}16$ грн/м.

$$C_2 = C_{21} + C_{22} + C_{23}, \quad (5)$$

где C_{21} и C_{22} – затраты по зарплате на поддержание соответственно конвейерного и вентиляционного бортовых ходков, состоящих из расходов на перекрепление (K_5) и подрывку пород почвы (K_6);

$$C_{21} = K_5 + K_6 = C_n \cdot r_p + C_{nn} \cdot r_n = 172{,}75 \cdot 0{,}3 + 54{,}13 \cdot 2 = 160{,}09 \text{ грн/м;}$$

$$C_{22} = C_{nn} \cdot r_n = 51{,}28 \cdot 1{,}0 = 51{,}28 \text{ грн/м.}$$

C_{23} – затраты по материалам соответственно на крепление (K_7) и затяжку крепи (K_8);

$$C_{23} = 0{,}3 \cdot 1935 \cdot 0{,}35 + 0{,}35 \cdot 251{,}5 \cdot 1{,}0 = 291{,}2 \text{ грн/м.}$$

Таким образом, $C_2 = 160{,}09 + 51{,}28 + 291{,}2 = 502{,}57$ грн/м.

$C_3 = (v_1 + v_2)\rho = (33{,}1 + 28{,}35) \cdot 125{,}22 = 4622{,}27$ грн/м – затраты на выдачу породной массы из проходческого забоя на поверхность соответственно из конвейерного и вентиляционного штреков;

C_4 – затраты на закладку породы в бутовую полосу, учитываются только при комбинированной системе разработки; [2, 6] 93,18 грн/м,

$$C_5 = C_{51} + C_{52} + C_{53}, \quad (6)$$

где C_5 – расходы, связанные с проветриванием выработок при их проведении;

C_{51} – амортизационные отчисления эксплуатации вентилятора частичного проветривания ВМЦ-8. При годовом подвигании проводимой выработки около 1000 м

$$C_{51} = 2K_2 / 1000 = 2 \cdot 5437{,}5 / 1000 = 10{,}88 \text{ грн/м;}$$

C_{52} – амортизационные отчисления эксплуатации вентиляционных прорезиненных труб на 1 м поддерживаемых выработок, $C_{52} = 56{,}47 \cdot 2 = 112{,}94$ грн/м (конвейерной и вентиляционной);

C_{53} – стоимость затраченной электроэнергии при работе вентилятора ВМЦ с двигателем мощностью 25 кВт, в течение суток и подвигании забоя 3 м/сут;

$$C_{53} = 25 \cdot 24 \cdot 2 \cdot 0{,}2436 / 3 = 97{,}44 \text{ грн/м.}$$

Следовательно, $C_5 = 10{,}88 + 112{,}94 + 97{,}44 = 221{,}26$ грн/м.

Таким образом, общие затраты на горно-подготовительные работы, приходящиеся на 1 м подвигания лавы при столбовой системе разработки, равны

$$C_{ст} = 2636{,}16 + 502{,}57 + 4622{,}27 + 221{,}26 = 7982{,}26 \text{ грн/м.}$$

В варианте комбинированной системы разработки учитываются расходы, связанные с проведением конвейерной выработки и поддержанием конвейерной и вентиляционной. Для расчета использованы комплексные нормы выработки и расценки приведенные в [6].

Из формулы (3) $C_1' = C_{11}' + C_{12}'$,

где $C_{11}' = 168{,}2$ грн/м – стоимость проведения конвейерной выработки по зарплате;

C_{12}' – затраты на материалы крепления конвейерной выработки:

$$C_{12}' = \rho \cdot K + q \cdot K_1 = 0{,}252 \cdot 1925 + 0{,}35 \cdot 251{,}5 = 573{,}13 \text{ грн/м.}$$

Следовательно, $C_1 = 168{,}2 + 573{,}13 = 741{,}33$ грн/м.

$$C_2' = C_{21}' + C_{22}' + C_{23}', \qquad (7)$$

где C_{21}' – затраты по зарплате на перекрепление и подрывку пород почвы (45,47 грн/м) и погашение вентиляционной выработки (8,67 грн/м) (данные шахты «Прогресс») по 8-му южному бортовому ходку, $C_{21}' = 54{,}14$ грн/м;

C_{22}' – затраты на материалы крепления при ремонте выработки:

$$C_{22}' = 0{,}252 \cdot 1925 \cdot 0{,}132 + 0{,}35 \cdot 1{,}0 \cdot 251{,}5 \cdot 0{,}132 = 75{,}65 \text{ грн/м,}$$

(0,132 – частота перекрепления выработки; 0,69 – частота подрывки пород почвы);

C_{23}' – затраты на выдачу породы при ремонте выработки

$$C_{23}' = 22{,}75 \cdot 0{,}132 \cdot 125{,}22 + 22{,}75 \cdot 0{,}69 \cdot 125{,}22 = 2341{,}68 \text{ грн/м.}$$

При этом $C_2' = 54{,}14 + 75{,}65 + 2341{,}68 = 2471{,}47$ грн/м.

Общие затраты на 1 м подвигания очистного забоя при комбинированной системе разработки равны:

$$C_{комб} = 741{,}33 + 54{,}14 + 75{,}65 + 2471{,}47 + 93{,}18 = 3435{,}77 \text{ грн.}$$

При безремонтном поддержании

$$C_{комб} = 741{,}33 + 54{,}14 + 75{,}65 = 871{,}12 \text{ грн.}$$

Эффективность использования комбинированной системы разработки в условиях пласта h_8 по работам, связанным с проведением и поддержанием выработок, составит: $C_{эф} = C_{ст} - C_{комб} = 7982{,}26 - 871{,}12 = 7111{,}14$ грн на 1 м подвигания лавы.

Выводы

Таким образом, из опыта ведения горных работ и исследований проявления смещений пород, а также выполнения технико-экономического анализа затрат по участкам вытекает, что поддержание участковых выработок при комбинированной системе разработки по пласту h_8 на глубоких горизонтах более эффективно, чем при столбовой с точки зрения оставления породы в шахте, снижения объемов подготовительных и ремонтных работ в выработках участка за счет того, что выработка не испытывает влияния опережающего опорного давления, значительная доля смещений пород, реализуемых на участке от забоя лавы до проходческого забоя, не воздействует на установленную штрековую крепь, применение комбинированной системы разработки обеспечивает уменьшение на 40% общей величины конвергенции боковых пород в подготовительных выработках в отличие от столбовой, при сохранении высоких нагрузок на очистной забой, с улучшением технико-экономических показателей, безопасности работы и экологии.

А также экономическая эффективность от применения комбинированной системы разработки возрастает в связи с отсутствием длинных тупиковых выработок. Отпадает необходимость в использовании вентиляторов местного проветривания и вентиляционных ставов, аппаратуры управления стоимостью 60 000 грн и более.

Список литературы

1. Медяник В.Ю., Медяник Ю.А. Поддержание подготовительных выработок при комбинированной системе разработки на глубоких горизонтах // Матер. конф. Форум горняков-2002 / Науковий вісник НГАУ. – 2002. – №6. – С. 50-52.

2. Медяник В.Ю. Обоснование параметров способа охраны подготовительных выработок при комбинированной системе разработки пологих пластов на больших глубинах Дис. канд. техн. наук. – Д.: НГУ, 2005. – 193 с.

3. Морозов И.Т. Охрана выемочных штреков в выработанном пространстве при сплошной системе разработке (в условиях Красноармейского района Донбасса): Автореф. дис. канд. техн. наук. – Д.: НГА Украины, 1998. – 16 с.

4. Медяник В.Ю. Підвищення стійкості підготовчих виробок при розробці пологих вугільних пластів на великих глибинах. – Монографія. – Д.: НГУ, 2009. – 142 с.

5. Тупиков Б.Т., Шевченко В.В. Экономическая оценка поддержания выработок при столбовой, сплошной и комбинированной системах разработки // Технология добычи и совершенствования горного хозяйства шахт Украины. – Тр. ДонУГИ, 1991. – С. 65-74.

6. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов / Донецкий научно-исследовательский проектный и внедренческий центр организации труда в угольной промышленности. – Донецк, 1992. – 287 с. Доповнення та зміни до галузевої угоди від 23 березня 2001 року (зареєстровані в Мінпраці та соціальної політики України 20 квітня 2001 року за №43).

УДК 622.807.54

© Я.Я. Лебедев, Е.А. Яворская

ОБОСНОВАНИЕ СХЕМ ВЕНТИЛЯЦИИ ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ 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 to the increase of efficiency of the vent systems of manganese mines are presented.

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 исходящей 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 [1]. Свежий воздух подается по центральному и вентиляционному стволам и далее по вентиляционному и выемочному штрекам в забой. Исходящая струя по вентиляционному штреку и скважине выводится на поверхность. При приближении горных работ к скважине, последняя герметизируется, а исходящая струя выводится через вновь сооруженную вентиляционную скважину (n – количество вентиляционных стволов или скважин, сооружаемых последовательно с поверхности на штрек за период отработки шахтного поля длиной L).

Для реализации описанных схем проветривания весьма важно знание таких параметров, как количество воздуховыдающих вентиляционных стволов или скважин,

место их заложения в схеме и диаметр или сечение, т.к. эти параметры оказывают значительное влияние на капитальные затраты при конструировании схем вентиляции в условиях высокой концентрации очистных работ.

Для расчета оптимальных значений d и n, соответстующих минимуму суммарных затрат, получена экономико-математическая модель суммарных затрат [1]

$$\Phi = 1{,}9 \cdot 10^3 \cdot ldn + \frac{kQ^3 T \alpha P}{S^3} l_{cp} + \frac{6{,}5 \cdot kQ^3 Tl \alpha_c}{d^5}, \qquad (1)$$

где l – длина вентиляционной скважины, м;

d – диаметр скважины, м;

k – коэффициент, учитывающий годовую стоимость электроэнергии для данной энергосистемы;

Q – расход воздуха, м^3/с;

T – период отработки столбов, лет;

α – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки;

P – периметр выработки, м;

l_{cp} – средняя длина пути движения воздуха по магистральному вентиляционному штреку за период отработки всех выемочных столбов, м;

S – площадь поперечного сечения выработки, м^2;

α_c – коэффициент аэродинамического сопротивления скважины.

Полученная модель является динамической, так как она отражает динамику процесса проветривания флангового участка шахтного поля при выводе исходящей струи через последовательно сооружаемые вентиляционные скважины.

Диаметр скважин определяется из выражения [2]

$$d = \sqrt[6]{0{,}17 \cdot k \alpha_c Q^3 \frac{T}{n}}. \qquad (2)$$

Величина l_{cp} для случая n вентиляционных скважин при расстоянии между ними L/n определяется из выражения [1]

$$l_{cp} = \frac{L}{2} + \frac{L}{2n}. \qquad (3)$$

В функции цели (1) затраты на перемещение воздуха по выемочному участку принимаются постоянными и, следовательно, при минимизации функции цели не учитываются. Это допущение справедливо для участков шахтных полей прямоугольной формы с одинаковой длиной выемочных столбов. В этом случае скорость подвигания горных работ равномерна, срок службы каждой скважины можно при-

нимать равным а, следовательно, расстояние между скважинами тоже равное и определяется как отношение L/n.

В настоящее время участки шахтных полей прямоугольной формы практически отсутствуют, что связано с выклиниванием пласта марганцевой руды на современных шахтах, выемочные поля которых расположены на границе месторождения или водораздела (Каховского водохранилища). Форму современных шахтных полей (рис.) можно представить как трапецию, в которой параллельные основания определяются максимальной (в начале выемочного поля) и минимальной (в конце выемочного поля) длинами выемочных столбов, две другие стороны представлены кривыми линиями (границами месторождения), а высотой трапеции является длина выемочного поля.

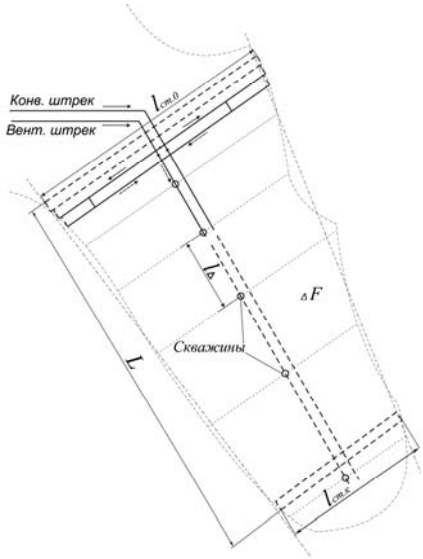


Рис. Схема проветривания флангового участка шахтного поля с использованием скважин

При таких формах выемочных полей, расстояние между скважинами будет разным и зависит от периода отработки того или иного участка выемочного поля, который, в свою очередь, зависит от длины выемочных столбов на данном участке и его площади. То есть, количество пробуренных скважин на выемочном поле с площадью *F* за период его отработки T равно количеству участков выемочного поля с одинаковыми площадями ΔF отрабатываемых за период T/n.

В связи с вышеуказанным, количество скважин с равным сроком службы определяется следующим выражением

$$n = \frac{F}{\Delta F}. \tag{4}$$

Параметр F определяется как площадь трапеции (рис. 1). Границы выемочного поля представляют собой кривые линии, длина которых определяется на основании математического описания, как функция одной переменной (длины выемочного поля).

$$F = \frac{l_{ст.0} + l_{ст.к}}{2 \cdot \Delta F} L, \text{ м}^2, \tag{5}$$

где $l_{ст.0}$ – длина выемочного столба в начале выемочного поля, м;

$l_{ст.к}$ – длина выемочного столба в конце выемочного поля, м.

С учетом (4) и (5)

$$l_{ср} = \frac{L}{2} + \frac{\Delta F}{l_{ст.0} + l_{ст.к}}. \qquad (6)$$

С учетом (2), (4) и (6) получим величину затрат на проветривание и бурение скважин в виде функции одной переменной ΔF (величины участка шахтного поля обслуживаемой одной скважиной)

$$f(\Delta F) = 1{,}9 \cdot 10^3 l \left[\frac{0{,}17 \cdot k\alpha_c Q^3 T \cdot 2 \cdot \Delta F}{(l_{ст0} + l_{стк})L} \right]^{1/6} \frac{l_{ст0} + l_{стк}}{2 \cdot \Delta F} + \qquad (7)$$

$$+ \frac{kQ^3 T\alpha P}{S^3} \left(\frac{L}{2} + \frac{\Delta F}{l_{ст0} + l_{стк}} \right) + \frac{6{,}5 \cdot kQ^3 Tl\alpha_c (l_{ст0} + l_{стк})^{5/6} L^{5/6}}{(0{,}17 \cdot k\alpha_c Q^3 T)^{5/6} (2 \cdot \Delta F)^{5/6}}$$

После несложных преобразований получим

$$f(\Delta F) = \frac{kQ^3 T\alpha PL}{2 \cdot S^3} + \frac{kQ^3 T\alpha P}{S^3 (l_{ст0} + l_{стк})} \Delta F + \qquad (8)$$

$$+ 804{,}57 \frac{(kQ^3 T\alpha_c)^{1/6} (l_{ст0} + l_{стк})^{5/6} L^{5/6} l}{\Delta F^{5/6}}$$

Полученная экономико-математическая модель суммарных затрат на проветривание и проведение вентиляционных скважин, количество которых соответствует количеству проветриваемых ими участков ΔF, позволяет рассчитать затраты при использовании схемы проветривания с выводом исходящей струи в районе ведения горных работ и оценить экономическую целесообразность их применения.

Полученная экономико-математическая модель является функцией от аргумента ΔF. Оптимальными будут такие значения этого аргумента, при которых функция имеет наименьшее значение.

С целью определения оптимальной величины ΔF, исследуем функцию цели (8) на экстремум.

Дифференцируя (8), получаем

$$\frac{df(\Delta F)}{d\Delta F} = \frac{kQ^3 T\alpha P}{S^3 (l_{ст0} + l_{стк})} - 670{,}5 \cdot \frac{(kQ^3 T\alpha_c)^{1/6} (l_{ст0} + l_{стк})^{5/6} L^{5/6} l}{\Delta F^{11/6}} = 0. \qquad (9)$$

Откуда

$$\Delta F_o = \left(l_{cm0} + l_{cmк}\right)\left[670{,}5 \cdot \frac{S^3 \alpha_c^{1/6} L^{5/6} l}{\left(kQ^3 T\right)^{5/6} \alpha P}\right]^{6/11}. \qquad (10)$$

Подставив в отношение (4) значения параметров F и ΔF полученные на основании выражений (5) и (10) получим оптимальное количество скважин n_0.

Для определения расстояния между скважинами l_Δ по известной величине параметра ΔF, и неизвестной длине выемочного столба в конце первого участка $l_{ст.к.1}$ составим систему двух уравнений с двумя неизвестными.

Для первого участка

$$\Delta F = \frac{l_{ст.к.1} + l_{ст.о}}{2} l_{\Delta 1}. \qquad (11)$$

$$l_{ст.к.1} = l_{ст.о} - l_{\Delta 1}\left(tg\theta + tg\beta\right), \qquad (12)$$

где $l_{\Delta 1}$ – расстояние до первой скважины;

θ и β – углы выклинивания выемочного поля.

Решая полученную систему уравнений относительно $l_{ст.к.1}$ и $l_{\Delta 1}$, получаем выражения для определения их значений

$$l_{\Delta 1} = \frac{l_{ст.0}}{\left(tg\theta + tg\beta\right)^2} - \sqrt{l_{ст.0}^2 - 2 \cdot \Delta F\left(tg\theta + tg\beta\right)}. \qquad (13)$$

Для второго участка

$$\Delta F = \frac{l_{ст.к.2} + l_{ст.к1}}{2} l_{\Delta 2}. \qquad (14)$$

$$l_{ст.к.2} = l_{ст.к.1} - l_{\Delta 2}\left(tg\theta + tg\beta\right), \qquad (15)$$

где $l_{\Delta 2}$ – расстояние до второй скважины

При решении составленной системы уравнений получим

$$l_{\Delta 2} = \frac{l_{ст.к.1}}{\left(tg\theta + tg\beta\right)^2} - \sqrt{l_{ст.к.1}^2 - 2 \cdot \Delta F\left(tg\theta + tg\beta\right)}. \qquad (16)$$

Таким же образом получаем выражения для определения оптимальных значений параметров и для остальных участков.

Представив выражения (11-16) в общем виде, получим

$$\Delta F = \frac{l_{ст.к.п} + l_{ст.к.п-1}}{2} l_{\Delta n}. \tag{17}$$

$$l_{ст.к.п} = l_{ст.к.п-1} - l_{\Delta n}\left(tg\theta + tg\beta\right). \tag{18}$$

$$l_{\Delta n} = \frac{l_{ст.к.п-1}}{\left(tg\theta + tg\beta\right)^2} - \sqrt{l^2_{ст.к.п-1} - 2 \cdot \Delta F\left(tg\theta + tg\beta\right)}. \tag{19}$$

Полученные зависимости (2), (5), (6), (8), (10), (17), (18) и (19) позволяют рассчитывать значения параметров n, ΔF, $l_{\Delta n}$, d и $l_{ст.п}$ при различных вариантах схем проветривания с выводом исходящей струи в районе горных работ в условиях выклинивания фланговых участков шахтного поля.

Список литературы

1. Голинько В.И., Яворская Е.А., Лебедев Я.Я. Оценка эффективности вентиляционных сетей марганцевых шахт. // Матер. междунар. научн.-практ. конф. «Школа подземной разработки». – 2009. – С. 167-184.

2. К вопросу установления оптимального диаметра вентиляционных скважин для шахт Никопольского марганцевого бассейна / А.Ф. Милетич, В.А. Пилюк, В.П. Логвинов и др. – В кн.: Марганец. Добыча, обогащение, переработка. – Тбилиси. – 1972. – №4 (33). – С. 49-53.

УДК 504.064.3

© А.І. Горова, А.В. Павличенко,
С.Л. Кулина, О.Л. Шкреметко

БІОІНДИКАЦІЙНА ОЦІНКА ВПЛИВУ ВИКИДІВ ДЕГАЗАЦІЙНИХ УСТАНОВОК НА СТАН ОБ'ЄКТІВ ДОВКІЛЛЯ (НА ПРИКЛАДІ ЧЕРВОНОГРАДСЬКОГО ГІРНИЧОПРОМИСЛОВОГО РЕГІОНУ)

Проведені біоіндикаційні дослідження стану об'єктів довкілля в зоні впливу дегазаційної установки. Встановлено, що метан є додатковим джерелом забруднення довкілля в зоні дії гірничих підприємств.

Проведены биоиндикационные исследования состояния объектов окружающей среды в зоне влияния дегазационной установки. Установлено, что метан является дополнительным источником загрязнения окружающей среды в зоне влияния горных предприятий.

The bioindication investigations of environmental objects state in the zone of impact of decontamination arrangement are conducted. Fixed fact that methane is the additional source of environmental pollution in the zones of mining enterprises influence.

Екологічна криза на планеті набула актуального значення для людства та цивілізації в цілому. На сьогодні вже відомо, що екологічні проблеми виникли і отримали негативний розвиток з вини людини. Оскільки, «ми не маємо більш потужного руйнівника матерії, ніж жива істота. Тому у промисловій діяльності необхідно не стільки створювати те, чого не було і не має в природі, а скільки «прислуховуватись» до неї, пристосовуватися до її складної і досконалої архітектоніки, повсюдно розвивати принцип наслідування в природі» [1].

Ідеальною з точки зору природокористування є така форма організації господарювання, коли відсутні відходи у виробництві. У цьому випадку не лише втрачають зміст такі терміни, як «викиди», «скиди», «відходи», але і забезпечується максимально можливий баланс в системі природокористування. Саме такий підхід є головним у стійкому соціальному та економічному розвитку людства, який був проголошений ООН у якості гасла світової спільноти в «Порядку денному на XXI століття».

Така організація промислового виробництва на сьогодні майже не можлива, оскільки в екології зазвичай керуються галузевим підходом у природокористуванні, що в цілому суперечить принципам внутрішньої організації природних систем і, що мабуть є досить важливим, не відповідає існуючій структурі суспільних інтересів.

Яскравим прикладом такої не відповідності, дисгармонії з природою є вугільна

галузь, яка негативно впливає на навколишнє природне середовище. Підприємства вугільної галузі з одного боку забруднюють повітряний та водний басейни, земну поверхню, негативно впливають на рослинний та тваринний світ, крім того видобуток вугілля супроводжується руйнуванням надр. З іншого боку, у процесі видобутку та переробки корисних копалин утворюється значна кількість різноманітних відходів, які за масою перевищують товарну продукцію. Тому, їх комплексне використання є не лише основою безвідходного виробництва, але і самим радикальним способом зниження техногенного навантаження на довкілля і важливим джерелом економії природних ресурсів.

Але, на сьогодні, про такий стан безвідходного виробництва у вугледобувній промисловості залишається лише мріяти, адже вона попереду багатьох галузей виробництва за впливом на поверхневі та підземні води, ґрунти, надра і ландшафт. І лише за впливом на атмосферу позаду хімічної, нафтопереробної, металургійної і паливно-енергетичної галузей.

Важливою проблемою вугільної галузі в цілому є рудникові гази, які викидаються в атмосферу з відпрацьованим повітрям через стволи та дегазаційні установки, хоча наприклад, деякі з них, такі як метан, могли би стати додатковим джерелом палива, натомість джерела забруднення. Так, наприклад, у 2009 році Україна імпортувала з Росії більше 33 млрд. $м^3$ природного газу (60-65% від загального обсягу потреб) і таким чином є залежною у більшій частині покриття свого енергетичного споживання від єдиного закордонного джерела.

Метан – це один із основних парникових газів, викид в атмосферу якого викликає її забруднення. Фактично вміст метану в атмосфері складає 18% від загальної кількості парникових газів. Крім того він в 25 разів токсичніше вуглекислого газу. Вміст метану в атмосфері постійно зростає: за останні сто років вміст збільшився вдвічі. За спостереженнями вчених, його об'єм щорічно зростає на 0,6% (об'єм вуглекислого газу – на 0,4%). Основна кількість метану в атмосферу потрапляє при видобутку кам'яного вугілля в шахтах. Сьогодні Україна посідає четверте місце в світі за викидами метану з вугільних родовищ в атмосферу. На шахтах Донбасу за рік виділяється біля 2,5 млрд. $м^3$ метану, з шахт Львівсько-Волинського басейну – близько 60 млн. $м^3$, і лише 8% використовується, як паливо, а решта викидається в атмосферу.

В природних умовах для довкілля метан безпечний, оскільки він розчинений в плівках води, яка містяться у вугіллі і вміщуючих породах та знаходиться в газоподібному, твердому, і рідкому станах. Але як тільки пласти розкриваються гірничими виробками, в них відбувається різкий спад тиску до рівня атмосферного, що і зумовлює виділення метану у виробки. Сорбована у вугіллі вода, розчинений метан та інші гази виділяються у виробки, і таке виділення часто супроводжується кавітаційним шумовим ефектом, пученням і викидами вугілля та породи.

Вільний метан, який виділяється в атмосферу – це в основному продукт антропогенної діяльності, який пов'язаний з видобутком вугілля. Багато спеціалістів вважають, що метан виділяється в атмосферу по всій відпрацьованій території через розломи та різноманітні канали, які утворюються в товщі породи. Про це свідчать багато випадків потрапляння метану в приміщення і на окремі ділянки поверхні.

Україна має величезні, фактично не розроблені ресурси метану вугільних родо-

вищ і за запасами займає четверте місце у світі. В основних вугільних басейнах – Донецькому і Львівсько-Волинському, за оцінками фахівців, вугільні пласти і вміщуючі породи містять 12-22 трлн. $м^3$ метану. Запаси метану на окремих шахтах коливаються від 0,2 до 4,7 млрд. $м^3$. Із загальної кількості шахт, які розробляють пласти кам'яного вугілля 77% відносять до газоносних. Природна газоносність вугільних пластів на окремих шахтах досягає 35 $м^3$ і більше, в перерахунку на 1 т сухої беззольної вугільної маси.

На сьогоднішній день підземна дегазація проводиться лише на 62 шахтах, і лише 80 млн. $м^3$ із загальної кількості добутого метану утилізується, що складає всього 4% від загального газовиділення. А це майже в 4-5 разів нижче європейських показників. Отже, метан є суттєвим забруднювачем довкілля.

Метою досліджень було проведення біоіндикаційної оцінки впливу на об'єкти довкілля викидів дегазаційної установки (на прикладі ш. «Степова» ДП «Львіввугілля» Червоноградського гірничодобувного регіону).

Стан об'єктів довкілля в зоні впливу дегазаційної установки оцінювали з використанням методів біоіндикації. Інтенсивність антропогенного впливу на якість навколишнього середовища оцінювали за морфометричними показниками, які характеризують ступень вираження флуктуюючої асиметрії (ФА) рослин-індикаторів [2, 3]. Стан повітряного басейну оцінювали за рівнем ушкодження біосистем з використанням цитогенетичних методів [4, 5]. Токсичність та мутагенність атмосферного повітря визначили за допомогою цитогенетичного тесту – «Стерильність пилку рослин», який полягає в аналізі частоти зустрічання стерильних пилкових зерен. Для проведення біотестування поверхневих водойм, використовували ростовий тест, який характеризує токсичну дію на рослину *Allium cepa* L. водорозчинних забруднюючих компонентів присутніх у досліджуваних зразків води [6]. Токсичність ґрунтів визначали за допомогою ростового тесту з використанням *Sinapis* L. [6]. У якості контролю нами було обрана територія ш. «Великомостівська» де дегазація не проводиться і метан з іншими забруднюючими речовинами викидається в атмосферу.

Шахта «Степова» одна із найбільших шахт регіону, і одна із шахт, де проводиться дегазація пластів, що підвищує безпеку видобутку вугілля, але необхідно звернути увагу на те, що метан від дегазації в подальшому ніде не використовується, і викидається в атмосферу. На всіх інших шахтах регіону дегазація не проводиться, а метан в атмосферу викидається з сумішшю інших газів через вентилятор головного провітрювання.

У зв'язку з великими розмірами шахтного поля і відносно високою газоносністю шахтне поле ш. «Степова» поділено на два блоки – центральний і північний, які мають самостійне провітрювання. Центральний блок розкритий двома центральноподвоєними стволами – головним (скіповим) і допоміжним (клітьовим). Діаметр стволів складає 7 м і вони пройдені до нижнього пласта $n_7^н$ «Сокальський» з абсолютною відміткою – 350 м. Глибина головного (скіпового) ствола 605 м, а допоміжного (клітьового) – 556 м. Північний блок розкритий блоковими (фланговими) вертикальними стволами, вони проведені до відмітки 564 та 560 м.

Шахта «Степова» ДП «Львіввугілля» розробляє вугільний пласт $n_7^н$ «Сокальський», який у межах шахтного поля повністю знаходиться в метановій зоні. Природне метановиділення на основній площі складає 5-8 м^3/т с.б.м., а поблизу Жужелянського надвигу досягає 11 м^3/т с.б.м.

Характеристика джерел надходження метану в атмосферу на шахті «Степова» та «Великомостівська» приведені в табл. 1 та 2.

Дані табл. 1 та 2 свідчать про те, що шахта «Степова» є основним джерелом забруднення Червоноградського гірничопромислового регіону метаном, оскільки об'єми річного валового викиду на цій шахті перевищують показники інших шахт регіону майже у 3,5 рази. Але необхідно звернути увагу на те, що не лише метан є джерелом забруднення довкілля в регіоні, оскільки в атмосферу гірничими підприємствами викидаються і інші забруднюючі речовини. Загальна кількість викидів шкідливих речовин в атмосферне повітря підприємствами вуглевидобувної та вуглезбагачувальної промисловості впродовж трьох останніх років коливається в межах 6,0-7,1 тис. т на рік, в тому числі за інгредієнтами: двоокис сірки – 3,6-4,1 тис. т; двоокис азоту – 0,6-0,8 тис. т; окис вуглецю – 1,1-1,2 тис. т; тверді речовини – 0,7-1,0 тис. т [7].

Таблиця 1

ОБ'ЄМИ ВИКИДУ МЕТАНУ ВІД ОСНОВНИХ ДЖЕРЕЛ НАДХОДЖЕННЯ НА ШАХТІ «СТЕПОВА»

Джерело	Концентрація CH_4 у витяжному повітрі		Валовий викид	
	Середня, г/м^3	Максимальна г/м^3	г/с	т/рік
Вентилятор головного провітрювання	1,429	2,143	450,135	14195,45
Вентилятор флангового провітрювання	0,714	1,429	70,1862	2213,4
Установка дегазації	178,571	271,43	67,857	2140,0
Всього	-	-	588,178	18548,85

Таблиця 2

ОБ'ЄМИ ВИКИДУ МЕТАНУ ВІД ОСНОВНИХ ДЖЕРЕЛ НАДХОДЖЕННЯ НА ШАХТІ «ВЕЛИКОМОСТІВСЬКА»

Джерело	Концентрація CH_4 у витяжному повітрі		Валовий викид	
	Середня, г/м^3	Максимальна г/м^3	г/с	т/рік
Вентилятор головного провітрювання	1,142	1,429	169,093	5332,516
Вентилятор флангового провітрювання	-	-	-	-
Установка дегазації	-	-	-	-
Всього	-	-	169,093	5332,516

Для проведення оцінки стану довкілля в зоні впливу дегазаційної установки шахти проводили відбір рослин-індикаторів та зразків води та ґрунтів у моніторингових точках, характеристика яких приведена в табл. 3.

Відомо, що підвищення рівня асиметрії спостерігається в умовах забруднення довкілля, а саме викидів в атмосферу забруднюючих речовин. Результати досліджень показників ФА берези повислої (*Betula pendula* Roth) приведені в табл. 4.

Аналіз показників ФА (середні значення) для шахти «Степова» та «Великомостівська» виявив, що показники асиметрії для двох шахт отримали однаковий, найвищий – V бал, що характеризує стан довкілля в зоні гірничих підприємств, як «значне відхилення від умовної норми». Щодо числових значень ФА, то на шахті «Степова» цей показник був найвищим у точці впливу на довкілля не лише дегазаційної установки, але й котельної шахти. Щодо порівняння з шахтою «Великомостівська», за середніми значеннями, то числове значення ФА шахти «Степова» перевищує показники на контрольній території на 8%.

Таблиця 3

ХАРАКТЕРИСТИКА МОНІТОРИНГОВИХ ТОЧОК

Номер точки	Характеристика моніторингової точки
1	р. Солокія – на відстані 1,5 км до шахти «Степова» – *контроль;*
2	р. Солокія – в зоні проммайданчика шахти «Степова» на відстані 500 м на Пн. від дегазаційної установки
3	р. Солокія – на відстані 2 км на Пд. від шахти «Червоноградська»
4	р. Солокія – у місці впадання у р. Зах. Буг
5	біля дегазаційної установки
6	200 м від дегазаційної установки, котельня шахти, центральні стволи
7	500 м від дегазаційної установки, техкомплекс
8	1000 м від дегазаційної установки

Таблиця 4

ПОКАЗНИКИ ФА БЕРЕЗИ ПОВИСЛОЇ В ЗОНІ ВПЛИВУ ДЕГАЗАЦІЙНОЇ УСТАНОВКИ ЗА ПЕРІОД 2008-2010 РР. (СЕРЕДНІ ЗНАЧЕННЯ)

Моніторингові точки відбору зразків берези повислої	Показник ФА (середні значення)	
	n	$X \pm m$
5	10	0,079±0,0022
6	10	0,086±0,0024
7	10	0,071±0,0021
8	10	0,064±0,0025
Середнє по шахті «Степова»		0,075±0,0023
Середнє по шахті «Великомостівська»		0,069±0,0032

Результати досліджень стану зміни морфологічних показників фітоіндикатора – *Allium cepa* L. за період з 2007-2008 рр. наведені в табл. 5.

Аналіз результатів проведених досліджень виявив достовірну пригноблюючу дію токсичних речовин на ростові процеси коренів фітоіндикатора у всіх відібраних пробах води. Встановлено, що ростові процеси коренів *Allium cepa* L. пригнічені в усіх точках спостереження для річки Солокія. Пригнічення ростових процесів фітоіндикатора в пробах води відібраних на 2 та 3 моніторингових точках становили 22% та 27% відповідно. Найбільші рівні пригнічення коренів *Allium cepa* L. спостерігаються у точці 4 і відповідно становило 30%. Це пояснюються тим, що від точок спостереження 3 до 4 річка протікає в межах м. Червоноград, де і відбувається подальше її забруднення побутовими стоками.

Результати цитогенетичної оцінки стану повітряного басейну в зоні впливу дегазаційної установки приведені в табл. 6.

Таблиця 5

ЗМІНИ МОРФОЛОГІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ФІТОІНДИКАТОРА – ALLIUM CEPA L., 2007-2008 РР.

№ моніторингової точки	Довжина кореневої системи, см (середнє за 2 роки)	коефіцієнт Стьюдента
1	3,96±0,07	-
2	3,09±0,10	10,74
3	2,89±0,12	9,92
4	2,75±0,11	9,71
середнє по річці Солокія	2,91±0,11	10,12

Таблиця 6

БІОІНДИКАЦІЙНА ОЦІНКА СТАНУ АТМОСФЕРНОГО ПОВІТРЯ В ЗОНІ ВПЛИВУ ДЕГАЗАЦІЙНОЇ УСТАНОВКИ, 2005-2010 РР. (СЕРЕДНІ ЗНАЧЕННЯ)

№ точки	Фітоіндикатор	Стерильність пилку рослин, %	УПУ	Стан біосистеми[1]	Категорія екологічної безпеки атмосфери[2]
Шахта «Степова»					
5	в'юнок польовий	5,69±0,70	0,561	КР	Н
5	мак самосійка	19,94±1,24	0,492	КЗ	ПН
5	береза повисла	5,56±0,68	0,444	КЗ	ПН
6	в'юнок польовий	5,39±0,70	0,530	КР	Н
7	цикорій дикий	5,15±0,79	0,321	КЗ	ПН
7	в'юнок польовий	3,48±0,57	0,335	КЗ	ПН
8	мак самосійка	14,21±1,12	0,330	КЗ	ПН
8	цикорій дикий	5,45±0,70	0,254	КЗ	ПН
ІУПУ по шахті «Степова»			0,408	КЗ	ПН
ІУПУ по шахті «Великомостівська»			0,393	КЗ	ПН

Примітка: [1]*стан біосистеми*: Е – еталонний, К – конфліктний, З – загрозливий, КР – критичний; [2] *категорія екологічної безпеки атмосфери:* Б – безпечна, ПН – помірно небезпечна; Н – небезпечна.

Аналіз середніх значень умовних показників ушкодженості (ІУПУ) пилку рослин, для двох шахт, дозволив визначити стан атмосферного повітря за загальною токсичністю, як «помірно небезпечний», а рівень ушкодженості біоіндикатора – «середній», хоча числові значення ІУПУ для шахти «Степова» перевищують показники по шахті «Великомостівська» на 3,8%. У відповідності до методики [4, 5] значення нормативного умовного показника ушкодженості дорівнює – 0,3 у.о. Згідно (табл. 6) ІУПУ для шахти «Степова», яка знаходиться в зоні впливу дегазаційної установки дорівнює 0,408. Це вказує на те, що у біосистемі в цій зоні спостерігається відхилення від нормативного показника на 36%. Щодо шахти «Великомостівська», то відхилення ІУПУ склало 31%.

Результати досліджень стану зміни морфологічних показників фітоіндикатора – *Sinapis* L. за період з 2007-2009 рр. наведені в табл. 7.

Дані спостережень та їх обчислення вказують про достовірну пригноблюючу дію токсичних речовин досліджуваного ґрунту на ростові процеси фітоіндикатора. Встановлено, що ростові процеси у паростків *Sinapis* L. пригнічені в усіх точках спостереження по відношенню до контролю, найбільші рівні пригнічення спостерігалися в точці впливу не лише дегазаційної установки, але і додаткового впливу котельні шахти, яка працює на вугіллі. Аналізуючи середні значення по шахті «Степова», можна стверджувати, що пригнічення у довжині коренів становило 8%, а у висоті наземної частини на 9,7% у порівнянні з шахтою «Великомостівська».

Таблиця 7

ЗМІНА РОСТОВИХ ПОКАЗНИКІВ ФІТОІНДИКАТОРА SINAPIS L. – ЗА ПЕРІОД З 2007-2009 РР. (СЕРЕДНІ ЗНАЧЕННЯ)

№ моніторингової точки	Довжина кореневої системи, см (середні значення)	Коефіцієнт Стьюдента	Висота наземної частини, см	Коефіцієнт Стьюдента
5	1,22±0,28	6,11	1,36±0,09	11,79
6	1,19±0,10	11,23	1,30±0,11	10,37
7	1,24±0,09	11,49	1,47±0,14	8,89
8	1,39±0,11	9,87	1,43±0,21	7,60
Середнє по ш. «Степова»	1,25±0,15	9,68	1,39±0,14	9,66
Середнє по ш. «Великомостівська»	1,36±0,10	11,02	1,54±0,11	11,72

В результаті проведених досліджень виявлено, що метан є додатковим джерелом забруднення довкілля, оскільки в усіх моніторингових точках розташованих в зоні впливу дегазаційної установки ш. «Степова» спостерігалися перевищення усіх біоіндикаційних показників у порівнянні з контролем. Найгірші значення усіх показників були отримані в точці 6, яка знаходилася не лише в зоні впливу дегазаційної установки, але й котельної шахти. Тому, метан можна вважати додатковим джерелом забруднення в зоні впливу гірничих підприємств і для зменшення його впливу на компоненти довкілля необхідно вирішувати проблему його комплексного використання.

Список літератури

1. Вернадский В.И. Химическое строение биосферы земли и ее окружение. – М.: Наука, 1965. – 324 с.

2. Захаров В.М., Чубинишвили А.Т., Дмитриев С.Г. и др. Здоровье среды: практика оценки. – М.: Центр экологической политики России, 2000. – 318 с.

3. Методические рекомендации по выполнению оценки качества среды по состоянию живых существ (оценка стабильности развития живых организмов по уровню асимметрии морфологических структур). Утверждено Распоряжением Росэкологии №460-р от 16.10.2003. – М., 2003. – 25 с.

4. Методологические аспекты оценки мутагенного фона и генетического риска для биоты от действия мутагенных экологических факторов / А.И. Горовая, Л.Ф. Бобырь, Т.В. Скворцова и др. // Цитология и генетика. – 1996. – №6(30). – С. 78-96.

5. МР 2.2.12-141-2007. Обстеження та районування території за ступенем впливу антропогенних чинників на стан об'єктів довкілля з використанням інтегральних цитогенетичних методів оцінки / Горова А.І., Риженко С.А., Скворцова Т.В. та ін. – Київ: Полімед, 2007. – 35 с.

6. Руденко С.С., Костишин С.С., Морозова Т.В. Загальна екологія: практичний курс. Частина 1. – Чернівці.: Рута, 2003. – С. 218-220.

7. Аналітична довідка Управління охорони навколишнього природного середовища у Львівській області по Сокальському адміністративному району та Червоноградському промисловому району станом на 01.01.2010 рік.

УДК 622.332:556.332.4

© В.И. Тимощук, Ю.И. Демченко,
В.В. Тишков

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОГЕННОЙ ПРОНИЦАЕМОСТИ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ В ОКРЕСТНОСТИ ПРОСТРАНСТВА ВЫГАЗОВЫВАНИЯ НА ЧИСЛЕННЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ МОДЕЛЯХ

За результатами лабораторних досліджень встановлені залежності проникності піщано-глинистих порід від об'ємних деформацій та термічного впливу. Виконані дослідження техногенної проникності вміщуючих порід при підземній газифікації вугілля з використанням чисельних геомеханічних моделей.

По результатам лабораторных исследований установлены зависимости проницаемости песчано-глинистых пород от объемных деформаций и термического влияния Выполнены исследования техногенной проницаемости вмещающих пород при подземной газификации угля с использованием численных геомеханических моделей.

The expediency of filtration parameters of enclosing strata at in-citu coal gasification is proved. The dependence of broken structure sand permeability on value of the volume deformation is determined by results of laboratory researches of filtration properties in three-dimensional state of stress conditions.

Существующий в настоящее время дефицит энергоносителей и постоянный рост их стоимости требует поиска альтернативных источников энергии, а также усовершенствование технологий освоения традиционных.

Одним из перспективных направлений в освоении традиционных источников энергии, к которым относятся залежи бурого угля, является технология подземной газификации угля (ПГУ).

Особенностями подземной газификации угля является формирование специфической, присущей только ей гидрогеологической обстановки: высокие температуры приводят к нарушению структуры боковых пород и изменяют их фильтрационную способность; незакрепленные выгазованные пространства обусловливают сдвижение пород кровли, нарушая природную изоляцию пласта угля от надугольных водоносных горизонтов, тем самым создавая условия для перетока вод из вышележащих водоносных горизонтов в нижележащие; большие статические напоры подземных вод в подугольных горизонтах могут подтапливать огневой забой.

Указанные особенности предъявляют повышенные требования к установлению оптимально допустимой для условий ПГУ обводненности угольного пласта и разра-

ботки на базе этого рациональных способов управления геофильтрационным режимом при ведении технологического процесса.

Сложность гидрогеологических условий месторождений, неоднородность фильтрационных свойств вмещающих пород, отсутствие четких представлений о характере техногенной проницаемости в пределах нарушенных массивов и закономерностях ее изменения, препятствуют проведению достоверных оценок гидродинамического режима в пределах объектов подземной газификации.

Для формирования представлений о характере гидродинамического режима и его изменении в процессе выгазовывания, а также получения представительных данных об изменении проницаемости вмещающих горных пород, основным направлением выполненных исследований являлось установление зависимости фильтрационных свойств песчаных разностей грунтов от уровня деформаций в различных зонах области сдвижения [1, 2].

Исследование характера техногенной проницаемости в окрестности очага выгазовывания выполнялось в два этапа. На первом этапе изучалась зависимость фильтрационных свойств боковых пород, представленных песчано-глинистыми разностями, от уровня их деформаций, на втором – исследовался характер изменения проницаемости по результатам моделирования напряженно-деформированного состояния нарушенного породного массива с использованием аппарата численного геомеханического моделирования.

Изучение проницаемости осуществлялось в лабораторных условиях на образцах горных пород, отобранных на угольных разрезах Днепровского бассейна. Наибольший интерес представляли породы, относящиеся к бучакско-киевским свитам палеогеновых отложений, представляющим надугольный водоносный комплекс.

Методика изучения проницаемости состояла в проведении комплекса испытаний фильтрационных свойств образцов песчаных горных пород нарушенного сложения в условиях трехосного напряженного состояния при различных значениях гидростатического давления. Диапазон нагрузок в серии испытаний находился в пределах 10…800 кПа, что соответствовало условиям нахождения пород в зоне их сдвижения.

Влияние температурного поля на фильтрационные свойства боковых пород в пределах зоны высокотемпературных изменений (до 3…4 м над каналом газификации [3, 4]) при мощности обводненных отложений надугольной толщи от 20 до 70 м, изучалось на образцах, предварительно подготовленных в условиях термического воздействия при 400 и 650 °С.

Гидравлический градиент контролировался заданием гидравлического противодавления в образце и для выполненных испытаний задавался равным 10 и 20 кПа, что соответствовало реальным условиям месторождений. Проведению фильтрационных испытаний предшествовала консолидация образцов песчаного грунта при нагрузках, соответствующих значениям геостатического давления, до достижения условной стабилизации деформаций, которая не превышала 0,01% изменения объема за контрольный период времени. Контроль за расходом воды в условиях свободной фильтрации при заданном градиенте напора осуществлялся до момента ее условной стабилизации на определенный период времени (режим установившейся фильтрации).

Значения коэффициента фильтрации устанавливалось на основании замеров расходов фильтрата для каждой ступени нагружения образца в соответствии с программой испытаний.

Представленные на рис. 1 результаты лабораторных испытаний иллюстрируют существующие зависимости коэффициента фильтрации средне- и мелкозернистых песчаных грунтов от различной степени их уплотнения или соответственно величины объемной деформации при наличии или отсутствии предварительного температурного воздействия на образец.

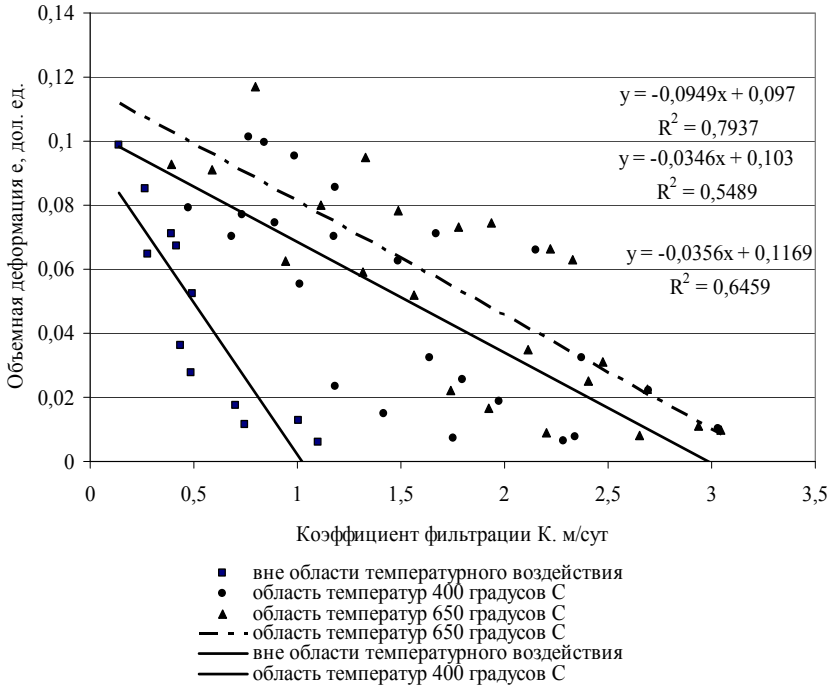


Рис. 1. Результаты фильтрационных испытаний образцов песчаных грунтов нарушенного сложения Бучакско-Киевской свиты палеогена в условиях трехосного напряженного состояния

Полученные данные свидетельствуют о наличии близкой к линейной зависимости между коэффициентом фильтрации испытанных разностей песчаных пород и величиной объемной деформации ($R^2 = 0{,}55...0{,}80$). В интервале действующих нагрузок 10…800 КПа при изменении объемных деформаций образцов горных пород от 0,0 до 0,11 величина коэффициента фильтрации изменялась в интервале 3,2…0,15 м/сут. Характер зависимости фильтрационных свойств от уровня объемных деформаций сохраняет свой вид для испытанных в лабораторных условиях песчаных разностей грунтов.

Учитывая характер установленной связи, а также уровень действующих нагрузок, имеет смысл говорить об определяющем влиянии на изменение проницаемости песчаных грунтов активной пористости и ее изменении при уплотнении образцов в условиях объемного напряженного состояния.

Влияние высокотемпературных изменений при температурном воздействии от 400 до 600 °С проявилось в росте фильтрационной проницаемости испытанных образцов в диапазоне от 1,15 до 3,2 м/сут по отношению к условиям природного залегания.

Результаты лабораторных испытаний составили основу второго этапа исследований, целью которых являлось изучение фильтрационных полей в нарушенных грунтовых массивах. Для этого была создана численная геомеханическая модель породного массива, соответствующая разрезу, характерному для условий Днепровского бассейна, и представленному толщей вмещающей угольный пласт песчано-глинистых отложений,.

Учитывая установленную в лабораторных условиях зависимость техногенной проницаемости песчано-глинистых отложений от достигнутого уровня деформаций, представление о характере и зональности фильтрационного поля получено на основании анализа величин горизонтальных, вертикальных и объемных деформаций горных пород в окрестности пространства выгазовывания.

Результаты численного моделирования напряженно-деформированного состояния породного массива получены при решении задачи в упруго-пластической постановке. Расчетные параметры геомеханической модели установлены по материалам выполненных ранее изысканий и результатам изучения механических свойств на образцах пород в условиях объемного напряженного состояния.

По результатам моделирования установлено, что для приведенных условий при мощности буроугольного пласта 1,0 м и ширине пространства выгазовывания около 9,0 м поле техногенной проницаемости в соответствии с достигнутым уровнем деформаций вмещающих пород, может характеризуется хорошо выраженной зональностью. Для вертикальной составляющей деформаций относительные деформации растяжения, определяющие формирование повышенной проводимости в горизонтальном направлении, концентрируются в кровле и почве пространства выгазовывания. Горизонтальные деформации растяжения фиксируются преимущественно на внешних контурах пространства выгазовывания и за ее пределами, достигая величин порядка 0,01…0,02 (рис. 2). При этом непосредственно над выгазованным пространством образуется зона деформаций сжатия, определяя тем самым существование пониженных значений проницаемости вмещающих пород в вертикальном направлении.

Однако, более цельное представление о характере техногенной проницаемости дает наложение полей вертикальных и горизонтальных деформаций – то есть поле объемных деформаций, которое в условиях изотропных или квазиизотропных по своим свойствам пород вмещающей толщи является определяющим в формировании техногенной проницаемости. Как видно из рис. 3, распределение объемных деформаций характеризуется преобладанием положительных значений, что при наличии отдельных зон разрыхления не будет приводить в целом к существенному росту проницаемости вмещающих пород в окрестности пространства выгазовывания.

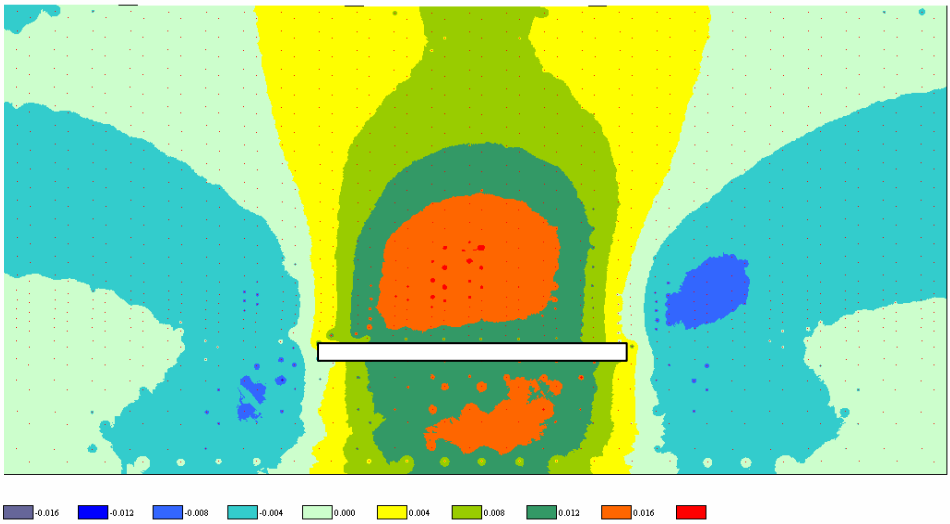


Рис. 2. Поле относительных горизонтальных деформаций в окрестности пространства выгазовывания, дол. ед.

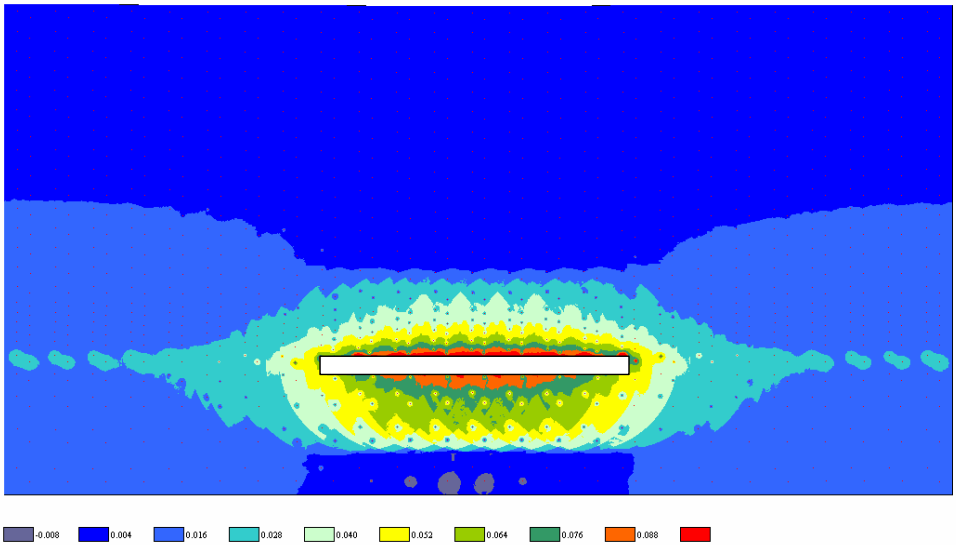


Рис. 3. Поле относительных объемных деформаций в окрестности пространства выгазовывания, дол. ед.

Результаты выполненных исследований представляют интерес, прежде всего, с точки зрения прогнозных оценок гидродинамического режима нарушенных при подземной газификации породных массивов, сложенных песчано-глинистыми породами. Кроме того, выполненные исследования позволяют обоснованно подойти к оценке полей проницаемости подработанных массивов исходя из их напряженно-деформированного состояния, и разработке на этой основе рациональных схем управления гидродинамическим режимом при подземной газификации углей.

Список литературы

1. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.

2. Деформационные свойства горных пород при высоких давлениях и температурах / Шрейнер Л. А. и др. – М.: Недра, 1968. – 358 с.

3. Крейнин Е. В. Подземная газификация углей. – М.: Недра, 1982. – 394 с.

4. Садовенко И.А., Тишков В.В. Оценка возможности дополнительного отбора тепла вокруг подземного газогенератора // Науковий вісник НГАУ. – 2001. – №5. – С. 133-134.

УДК 622.831(088.8)

© А.П. Клец, Л.Н. Ширин,
Э.А. Федоренко

СПОСОБЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ШАХТНОГО МЕТАНА

Систематизована інформація стану проектів утилізації шахтного метану. Проаналізовані вживані способи дегазації на шахтах України.

Систематизирована информация состояния проектов утилизации шахтного метана. Проанализированы применяемые способы дегазации на шахтах Украины.

Information of condition of mine methane utilization projects is systematized. The applied methods of degassing on the mines of Ukraine are analysed.

Проблема шахтного метана наряду с повышением безопасности труда шахтеров тесно связана с экологическими и экономическими аспектами. Так за счет сокращения выбросов метана в атмосферу снижается действие парникового эффекта, и, как следствие, замедляется процесс изменения климата на планете. За счет добытого сопутствующего метана улучшаются экономические показатели; шахты имеют дополнительный источник энергоснабжения. Проблемы шахтного метана необходимо решать в направлении совершенствования существующих и разработки новых способов извлечения метана из газонасыщенного горного массива, рационализации способов и средств транспортирования метана, разработки новых способов и средств для эффективной его утилизации.

Способы извлечения шахтного метана основаны на трех основных видах дегазации: заблаговременной или предварительной дегазации, текущей дегазации и постэксплуатационной дегазации.

Предварительная дегазация направлена на извлечение метана из нетронутого горными работами углепородного массива, имеющего высокие коллекторские и фильтрационные свойства. В США накоплен большой опыт результативной предварительной дегазации шахтных полей скважинами, пробуренными с поверхности, с гидроразрывом массива [1]. За рубежом также выполняются работы по дегазации массива длинными направленными скважинами, пробуренными из горных выработок. Причем, извлекается метан высокого качества, который потом утилизируется как ценный вид топлива. Анализ указанных способов показал, что использование этого опыта на шахтах Украины пока затруднено из-за низкой проницаемости горных пород и отсутствия приемлемых способов повышения газоотдачи углепородного массива.

Обусловлено это тем, что в природных условиях газоносные песчаники Донбасса имеют очень низкую проницаемость; в Донецко-Макеевском районе на глубинах 800-1200 м абсолютная проницаемость песчаников Горловской свиты, расположенных выше отрабатываемого угольного пласта m_3 в зонах спокойного залегания, составляет всего 0,01-0,04 мД. С учетом того, что при величине открытой пористости, равной 5-6,5%, водонасыщенность пор находится в пределах 60-75%, величина фазовой проницаемости метана будет на порядок ниже. К тому же, в угольных пластах метан на 90% находится в сорбированном состоянии, а их проницаемость по сравнению с песчаниками еще на порядок ниже, что практически исключает фильтрацию в нетронутом массиве.

В горно-геологических условиях Донбасса предварительная дегазация может осуществляться на участках или шахтных полях, в которых имеются зоны скоплений свободного метана, образованные в нетронутом горном массиве действием тектонических подвижек. Методика прогнозирования таких зон разработана и является отраслевым стандартом Минуглепрома Украины [2]. Способы реализации предварительной дегазации выполняются как поверхностными дегазационными скважинами, так и подземными, пробуренными из близко расположенных горных выработок. Извлечение метана осуществляется как в режиме газоотсоса, так и в напорном режиме за счет депрессии, естественно создаваемой разностью давлений газа в нетронутом массиве и в дегазационной скважине.

Руководством по дегазации угольных шахт [3], основным нормативным документом Украины, предусматривается текущая дегазация, основанная на использовании геодинамических процессов, происходящих в углепородном массиве в результате ведения горных работ. При благоприятной горно-технологической обстановке предусматривается также постэксплуатационная дегазация выработанного пространства. И текущая и постэксплуатационная дегазация осуществляется бурением дегазационных скважин как подземных, так и с поверхности. К основным недостаткам текущей подземной дегазации следует отнести большой объем бурения скважин из-за малого срока их службы и низкое качество извлекаемой метано-воздушной смеси. Недостатками текущей дегазации скважинами, пробуренными с поверхности, является их высокая стоимость, а иногда и невозможность бурения в нужном месте из-за высокой плотности застройки поверхности. Эти же недостатки присущи и постэксплуатационной дегазации.

Рассмотрим особенности каждого из способов дегазации для опасных по газу шахт Украины.

Первый – дегазация отрабатываемого угольного пласта. При отработке газоносных пластов лавами с суточной нагрузкой 2÷5 тыс. тонн особенно остро стоит вопрос проветривания добычных участков по газовому фактору. Если взять коэффициент текущей дегазации пластов спутников и боковых пород равным 1,0, то условием для работы без выполнения дегазации угольного пласта будет выражение, в котором выполняются требования [4] по содержанию метана в исходящей струе лавы не более 1,0%

$$A_{сут} \le \frac{1440 \cdot Q}{x - x_0} \cdot k \,, \tag{1}$$

где $A_{сут}$ – суточная нагрузка на лаву, т/сут;

Q – допустимое количество воздуха, подаваемого в лаву, м^3/мин;

x, x_0 – природная и остаточная пластовая газоносность отрабатываемого угольного пласта, м^3/т;

k – коэффициент неравномерности суточной нагрузки на лаву.

Количество подаваемого на участок воздуха ограничено требованиями правил безопасности [4], в которых допустимая скорость движения воздушной струи в сечении рабочего пространства лавы не должна превышать 6,0 м/с

$$\frac{Q}{S_л} \le 360 \text{, м/мин,} \tag{2}$$

где $S_л$ – площадь поперечного сечения рабочего пространства лавы, м^2.

Коэффициент неравномерности нагрузки зависит от производительности забойного оборудования и продолжительности непроизводительных затрат времени (ремонт, концевые операции, противовыбросные мероприятия и т.д.) и определяется соотношением

$$k = \frac{A_{сут}}{1440 \cdot A_{мин}} \,, \tag{3}$$

где $A_{мин}$ – минутная производительность комбайна (струга), т/мин.

Минутная нагрузка на лаву ограничивается газоносностью пласта и сечением рабочего пространства лавы и определяется по формуле

$$A_{мин} \le \frac{3{,}6 \cdot S_л}{x - x_0} \,. \tag{4}$$

Анализ выполненных расчетов дает основание на проведение дегазации отрабатываемого угольного пласта. В противном случае необходимо снизить нагрузку на забой.

Дегазация отрабатываемого угольного пласта, как во время подготовки выемочного участка, так и во время проведения очистных работ, осуществляется способами, изложенными в нормативном стандарте [3]. Во время подготовки выемочного участка дегазация осуществляется скважинами, пробуренными на разрабатываемый угольный пласт из капитальных или подготовительных выработок. При ведении очистных работ дегазация осуществляется из пробуренных пластовых или

расположенных в боковых породах экранирующих скважин. Вне зоны влияния очистных работ для повышения эффективности дегазации могут выполняться мероприятия по интенсификации газоотдачи.

Второй – текущая дегазация пластов-спутников и вмещающих пород. Газоносные угольные пласты Донбасса с высокой нагрузкой на лаву отрабатываются, как правило, длинными столбами по простиранию с обратноточной системой проветривания. Способ управления кровлей – полное обрушение с погашением подготовительных выработок следом за проходом лавы. Поэтому основными способами текущей дегазации углепородного массива для высоконагруженных лав является дегазация скважинами, пробуренными с поверхности или из выработок, оконтуривающих выемочный столб.

Подземные дегазационные скважины бурятся, как правило, из вентиляционных выработок навстречу лаве в породах кровли. Параметры бурения скважин устанавливаются опытным путем на основании данных о фактической эффективности дегазации в конкретных горнотехнических условиях. При подходе очистного забоя к устью скважины, последняя отключается и закрывается металлической заглушкой, а газопровод сокращается. Из-за короткого срока службы таких скважин эффективность дегазации не превышает 40%.

При технологической возможности поддержания участковых выработок за отработанной лавой дегазационные скважины бурятся сзади очистного забоя. Расстояние между очистным забоем и ближайшей скважиной определяется исходя из возникших горнотехнических условий, потому что в непосредственной близости не всегда возможно бурение из-за смещений подработанных пород кровли, вероятности зажатия бурового инструмента и большого расхода промывочной жидкости.

Дегазацию скважинами, пробуренными с поверхности, следует применять как дополнительную меру, когда подземная дегазация не обеспечивает требуемого эффекта и утилизация каптированного газа будет окупать затраты на сооружение скважин. Место заложения скважины на поверхности следует выбирать так, чтобы к моменту окончания бурения проекция ее забоя на разрабатываемый пласт находилась на расстоянии не менее 30м впереди очистного забоя и на удалении от вентиляционной выработки не более половины длины лавы. Первая скважина должна располагаться так, чтобы проекция ее забоя на разрабатываемый пласт находилась на расстоянии 30-50 м от монтажного ходка. Глубина скважины должна быть такой, чтобы расстояние между ее забоем и кровлей вынимаемого пласта было не более десяти его мощностей. Скважина обсаживается трубами на всю глубину. В нижней газоприемной части скважины трубы перфорированы отверстиями, диаметром 10-15мм; 20 отверстий на метр трубы. Газоприемная часть скважины должна пересекать угольные пласты – спутники и газоносные породы, являющиеся основными источниками метана. После окончания бурения скважины должны быть промыты водой для удаления из них шлама. В момент прохода лавы под скважиной она должна быть подключена к вакуум-насосу. Величина разрежения в устье скважины не менее 150 мм рт. ст. Без вакуумирования скважина может способствовать увеличению притока метана в выработанное пространство лавы.

Третий – дегазация выработанного пространства. Целью этих дегазационных мероприятий является снижение притоков метана из выработанного пространства в лаву и вентиляционную выработку. При столбовой системе разработки и возвратноточном проветривании выемочных участков, когда выработки за очистным забоем не сохраняются и текущая дегазация пластов-спутников и вмещающих пород не обеспечивает требуемого эффекта, применяется дегазация выработанного пространства путем отвода метана по отросткам газопровода [3]. Возможны несколько схем отвода газа. При наличии фланговой выработки вентиляционная выработка закрывается изолирующими перемычками, через которые прокладывается отдельный дегазационный трубопровод, связывающий выработанное пространство с вакуум-насосной станцией. При отсутствии фланговых выработок газоотводящий трубопровод прокладывают в вентиляционном штреке до начала очистных работ. В районе монтажного ходка на трубопроводе устанавливают вертикальный отросток таким образом, чтобы всасывающее отверстие находилось в верхней половине сечения выработки. Крепь усиливают кострами и ремонтинами на 5м в обе стороны от всасывающего конца трубы. По мере подвигания лавы крепь в вентиляционной выработке также усиливают.

Эффективность способа зависит от величины утечки воздуха через выработанное пространство. Наибольший эффект достигается в условиях хорошо обрушающихся и уплотняющихся породах кровли на величину в пределах восьми мощностей вынимаемого пласта. Расчет параметров и режимов дегазации выработанного пространства производится по методике МакНИИ [3].

Дегазация выработанного пространства скважинами, пробуренными с поверхности, применяется при глубине работ до 600м в условиях, когда сооружение скважин обходится дешевле, чем сооружение подземной системы дегазации выработанного пространства. Скважины располагаются так, чтобы они пересекали разрабатываемый пласт вблизи вентиляционной выработки впереди очистного забоя не менее чем на 30м и углублялись в породы почвы на 5-10 м. Конечный диаметр скважин должен быть не менее 0,1м. Скважины обсаживаются трубами до кровли разрабатываемого пласта. Затрубное пространство до зоны беспорядочного обрушения пород кровли (10 мощностей вынимаемого пласта) тампонируется цементным раствором. Нижняя часть труб перфорируется отверстиями диаметром 15-20 мм или щелевыми резами. Скважины соединяются с вакуум-насосом. Диаметры труб и режим работы насоса выбираются такими, чтобы разрежение в устье скважин было не менее 27 кПа (150 мм рт. ст.). До подработки скважины очистным забоем она должна быть закрыта. Расстояние до забоя, при котором следует открывать скважину, и количество действующих скважин определяются опытным путем.

Четвертый – постэксплуатационная дегазация подработанного углепородного массива. Постэксплуатационная дегазация направлена на извлечение свободного метана из техногенных скоплений с целью снижения его притоков в атмосферу шахты и добычу в качестве попутного полезного ископаемого. В процессе ведения очистных работ при выемке рабочих угольных пластов в боковых породах в результате их расслоения и трещинообразования происходит нарушение равновесного газодинамического состояния. Часть метана в подработанных угольных пластах переходит

из сорбированного в свободное состояние и вместе с метаном из песчаников перетекает в зоны с меньшим газовым давлением, а другая часть попадает в рабочее пространство лав и других выработок, в выработанное пространство и в скважины дегазационных систем и перетекает в образовавшиеся в углепородном массиве трещины, полости расслоения и поровое пространство пород с меньшим газовым давлением, формируя скопления метана. Такие техногенные скопления метана, сформировавшиеся в результате взаимодействия природных и техногенных факторов, с одной стороны опасны по внезапным прорывам газа в горные выработки, а с другой – представляют собой залежи ценного энергоносителя. Отсутствие исследований горно-геологических условий формирования скоплений свободного метана в углепородных массивах и разработанных методик определения пространственного положения образующихся зон техногенных скоплений метана не даёт возможности правильно организовать работы по дегазации, целевому заложению дегазационных скважин к конкретным источникам газовыделения, последовательно и эффективно провести буровые и каптажные работы. Особенно остро вопросы повышения эффективности дегазации стоят перед шахтами Донецкого бассейна, разрабатывающими газоносные угольные пласты высоконагруженными лавами. Основной задачей мероприятий по постэксплуатационной дегазации является прогнозирование зон техногенных скоплений свободного метана и определение их параметров. До настоящего времени горная наука и практика не имеют надежных методов обнаружения и исследования параметров таких зон на отработанных полях и закрытых шахтах.

В настоящее время в условиях нормативных дегазационных мероприятий проводятся научно-исследовательские работы по разработке новых способов извлечения шахтного метана.

Выполняются экспериментальные работы по комплексной дегазации углепородного массива [5], заключающиеся в выполнении предварительной, текущей и постэксплуатационной дегазации из специально проведенных выработок. Предварительная дегазация выполняется до начала угледобычных работ. Дегазационные скважины бурятся в геологические и геомеханические зоны скопления свободного газа, что обеспечивает значительные объемы его извлечения с высоким содержанием метана за счет управления показателями разрежения на устье скважин. Поточная дегазация выполняется в процессе очистных работ путем бурения дегазационных скважин в зоны будущих сводов обрушения пород кровли и извлечения свободного и десорбированного метана из газоносных пород и угольных пластов-спутников. Объемы извлеченного метана зависят от нагрузки на очистной забой, а концентрация метана в газовоздушной смеси – от своевременного отключения скважин от дегазационных трубопроводов. Постэксплуатационная дегазация выполняется после прохода лавы из пробуренных скважин в зоны расслоения пород, в результате чего создаются условия для дренажа метана из этих зон с большим газовым давлением.

Объемы извлекаемого газа зависят от газоносности пород, залегающих выше зоны подработки углепородного массива, а содержание метана в смеси достигается путем качественной обсадки и герметизации устья скважин и управления величинами разрежения. Подключение однотипных скважин к отдельному дегазационному трубопроводу обеспечивает контроль и возможность управления оптимальным деби-

том с контролируемым содержанием метана в извлекаемой смеси, вследствие чего повышается эффективность дегазационных мероприятий, а также улучшается качество метана как энергоносителя [6].

В стадии разработки находится способ опережающей дегазации пород кровли высоконагруженных лав, при котором реализуются особенности сдвижения пород кровли на сопряжении отработанного и подготавливаемого выемочного столбов. Способ основан на бурении дегазационных скважин из подготовительных выработок в направлении пород кровли отработанной лавы, смежной с лавой, которая будет отрабатываться с перебуриванием интервала геологического объекта дегазации в геомеханической зоне с повышенной проницаемостью пород. В устьевой части скважины обсаживаются трубами с герметизацией затрубного пространства и подключаются к дегазационным трубопроводам. Сущность способа, основные параметры и технология его реализации изложены в [7]. Выполненные шахтные наблюдения и эксперименты по отработке параметров данного способа показали хорошие результаты основных показателей работы дегазационных скважин – дебита и качества газовоздушной смеси [8]. В настоящее время разрабатывается отраслевой стандарт по правилам применения этого способа.

Таким образом, выполненный анализ показывает, что существующие способы извлечения шахтного метана позволяют выполнять предварительную, текущую и постэксплуатационную дегазацию, а также дегазацию выработанного пространства. Разрабатываемые новые способы комплексной и опережающей дегазации высоконагруженных лав еще требуют доработки параметров, технологии и их увязки в цикле выполнения основных производственных процессов добычи угля. Необходимо провести апробацию описанных способ в различных горно-геологических условиях и разработать методы оценки их эффективности.

Список литература

1. В.В. Лукинов. Геологические и технические условия добычи метана на угольных месторождениях бассейна Блэк-Ворриер // Геотехническая механика. – Д., 2000. – №17. – С. 11-15.

2. СОУ 10.1.05411357.004:2005 Скупчення вільного метану у непорушеному вуглепородному масиві. Методика прогнозування зон та визначення їх параметрів.

3. Дегазація вугільних шахт. Вимоги до способів та схеми дегазації. – К., 2005. – 162 с.

4. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К., 2005. – 400 с.

5. А.Ф. Булат. Концепция комплексной дегазации углепородного массива для условий шахты им. А.Ф. Засядько // Геотехническая механика. – Д., 2002. – №37. – С. 10-17.

6. А.Ф. Булат. Научно-методические основы и реализация технологии дегазации углепородного массива – «газового горизонта» / А.Ф. Булат, Е.Л. Звягильский // Геотехническая механика. – Д., 2005. – №53. – С. 3-8.

7. Б.В. Бокий. Опережающая дегазация пород кровли высоконагруженных лав / Б.В. Бокий, Д.П. Гуня, А.П. Клец, А.А. Тихонов // Геотехническая механика. – Д., 2005. – №53. – С. 100-105.

8. Б.В. Бокий. Экспериментальные исследования предварительной дегазации пород кровли на шахте им. А.Ф. Засядько / Б.В. Бокий, Д.П. Гуня, В.В. Лукинов, А.П. Клец // Геотехническая механика. – Д., 2005. – №55. – С. 11-16.

УДК 622.274. 217.2

© В.И. Сулаев

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЫВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПОРОД В РАБОЧЕМ ПРОСТРАНСТВЕ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СПОСОБАХ УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ

Розроблені критерії оцінки вивалоутворення у робочому просторі очисних вибоїв, наведені результати дослідження при управлінні покрівлею повним обваленням та при закладенні виробленого простору.

Разработаны критерии оценки вывалообразования в рабочем пространстве очистных забоев, описаны результаты исследований вывалообразования при управлении кровлей полным обрушением и при закладке выработанного пространства.

The criteria of estimation of formation of falls are worked out in working space of cleansing coalfaces the results of researches of formation of falls are described at a roof control by complete bringing down and at the filling of mine-out space.

Для количественной оценки вывалообразования в очистном забое отечественными и зарубежными учеными разработан ряд критериев [1, 2, 3]. Основными из них являются: высота, средняя площадь и объем вывалов в призабойном пространстве, средний показатель склонности кровли к вывалам, частота вывалов высотой более 30 см, частота выступов при ступенчатом опускании кровли и др. Все эти критерии целесообразно использовать для оценки эффективности управления кровлей, ее устойчивости, оценки правильности выбора параметров механизированных крепей.

Целью настоящей работы является исследование интенсивности вывалообразования при различных способах управления кровлей. Исследования выполнены при испытаниях технологии селективной выемки с закладкой присекаемых пород в выработанное пространство и при комбинированной системе разработки с закладкой породы от проведения вентиляционного штрека. Ширина бутовой полосы составляла 25-30 м в первом случае и 30-40 м во втором.

Поэтому, в нашем случае достаточно количественно оценить вывалообразование на различных участках лавы, в частности – в зоне взведения закладочного массива и, для сравнения, в зоне, где управление кровлей осуществляется полным обрушением пород. Для этого нет смысла использовать все приведенные выше критерии, а осуществить оценку можно по несколько упрощенным показателям.

В качестве первого критерия для оценки вывалообразования в очистном забое принята средняя высота вывалов на каждой из секций механизированной крепи.

Этот показатель получен путем суммирования высоты вывалов по каждому из замеров с последующим делением полученной суммы на количество замеров, то есть

$$H_{ср.i} = \frac{\sum_{i=1}^{n} H_i}{n}, \quad (1)$$

где $H_{ср.i}$ – средняя высота вывалов на *i*-ой секции механизированной крепи, м;

H_i – высота вывалов на i-ой секции механизированной крепи по одному из замеров, м;

n – количество замеров.

Принятый критерий позволяет установить распределение вывалов пород кровли по длине лавы, выявить участки с наиболее интенсивным вывалообразованием, а также участки, где вывалообразование незначительно или отсутствует.

Вторым критерием, позволяющим количественно сравнить состояние пород кровли на различных участках лавы, является удельное вывалообразование пород кровли. Сущность этого критерия заключается в том, что общий объем вывалов, образованных за последний цикл выемки на определенном участке лавы делится на длину этого участка, иными словами, удельным вывалообразованием является средний объем вывалов, отнесенный к 1 п.м очистного забоя. Этот показатель может быть определен по выражению

$$V_{ср} = \frac{\sum_{i=1}^{l_{уч}} V_{ср.i}}{l_{уч}}, \quad (2)$$

где $V_{ср}$ – удельное вывалообразование, м^3/м;

$V_{ср.i}$ – средний объем вывалов на i-ой секции механизированной крепи, м;

$l_{уч}$ – протяженность рассматриваемого участка, м.

Испытания технологии проводились в двух лавах (746-бис и 719) пласта c_7 шахты «Благодатная» ПО «Павлоградуголь».

Для испытаний были выделены участки шахтного поля с крайне неблагоприятными горно-геологическими условиями. В пределах выемочных участков пласт c_7 имел сложное двухпачечное строение (рис. 1) и был разделен прослоем весьма неустойчивого аргиллита. Мощность этого междупластья составляла в 746-бис лаве 0,7-1,2 м, а в 719 – 2,0-2,8 м. Мощность верхней угольной пачки (пласт C_7^B) в пределах обоих выемочных полей составляла 0,4-0,5 м, нижней (пласт C_7^H) – 0,75-0,78 м. Лавами отрабатывался только пласт C_7^H с присечкой пород почвы, поэтому нижний слой породного прослоя между угольными пачками мощностью 0,1-0,5 м являлся

«ложной» кровлей, которая обрушалась вслед за проходом комбайна, осложняя ведение как очистных, так и закладочных работ. Основная кровля сложена аргиллитом, легкообрушаемым, крепостью $f = 1{,}2 - 1{,}5$ и линзовидным песчаником средней крепости ($f = 3 - 4$). Непосредственная почва пласта – аргиллит, неустойчивый ($f = 0{,}8 - 1{,}0$), при увлажнении склонен к размоканию и интенсивному пучению.

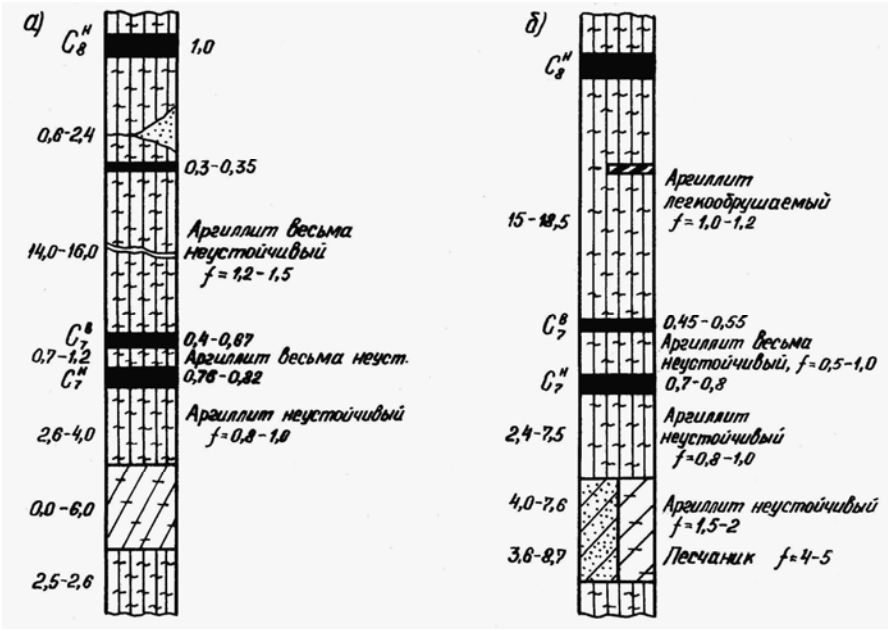


Рис. 1. Стратиграфические колонки пласта C_7 в пределах выемочных полей экспериментальных лав: а – 746-бис лавы; б – 719 лавы

Кроме неустойчивых боковых пород ведение очистных работ осложнялось наличием зон повышенного горного давления в результате ведения горных работ на вышележащих пластах.

Запасы обеих лав отрабатывались механизированным комплексом КМ-88 с комбайном 1К101У, в качестве закладочного оборудования был использован дробильно-закладочный комплекс «Титан-1». Для ведения закладочных работ в условиях пласта с весьма неустойчивой кровлей к перекрытиям секций механизированной крепи с завальной стороны жестко прикреплялся консольный козырек, защищающий место возведения закладочного массива от обрушения пород непосредственной кровли. Длина консольного козырька в 746-бис лаве составляла 0,9 м, а в 719 лаве была увеличена до 1,2 м.

Наблюдения за вывалообразованием пород кровли в экспериментальных лавах производились периодически в течение всего периода исследований. Исследования включали измерения геометрических размеров куполов вывалообразования в призабойной части лавы, образованных за последний цикл выемки. Частота наблюдений составляла 2-3 раза в месяц. Распределение вывалов пород кровли в 746-бис и 719 лавах показано на рис. 2.

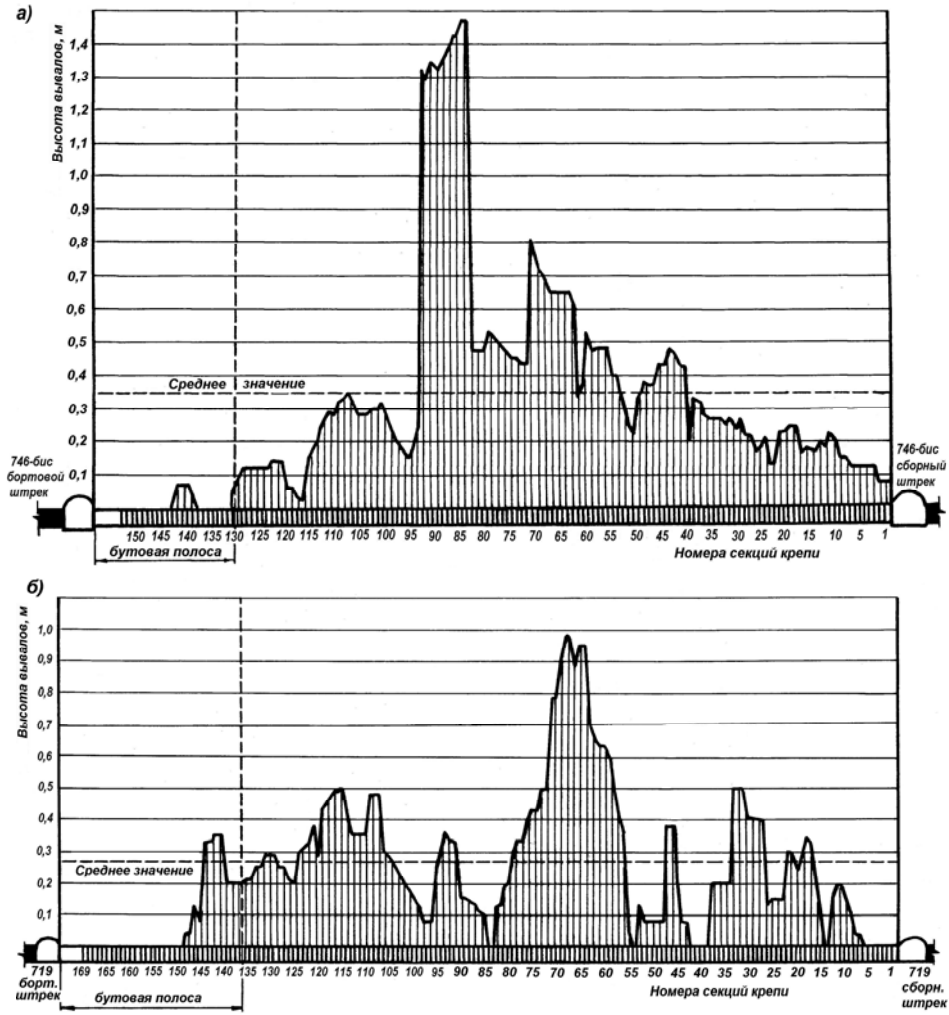


Рис. 2. Распределение вывалов пород кровли по длине очистного забоя: а – в 746-бис лаве; б – в 719 лаве

Из анализа этого распределения можно заключить, что в зоне выкладки бутовой полосы высота вывалов незначительна, а на большинстве участков вывалообразование отсутствует. Наибольшая высота вывалов и частота образования вывалов наблюдается в средней части лавы. Объяснением этому может служить тот факт, что обе экспериментальные лавы располагались в целике, и на расстоянии, меньшем величины предельных полупролетов слоев опускания кровли не достигали максимальных величин.

Для сравнительного анализа удельного вывалообразования в экспериментальных лавах выделены три характерные участки (рис. 3):

– I участок – часть лавы, где выкладывалась бутовая полоса;

– II участок – часть лавы у сборного штрека, протяженность которого равна длине I участка;

– III участок – остальная часть лавы.

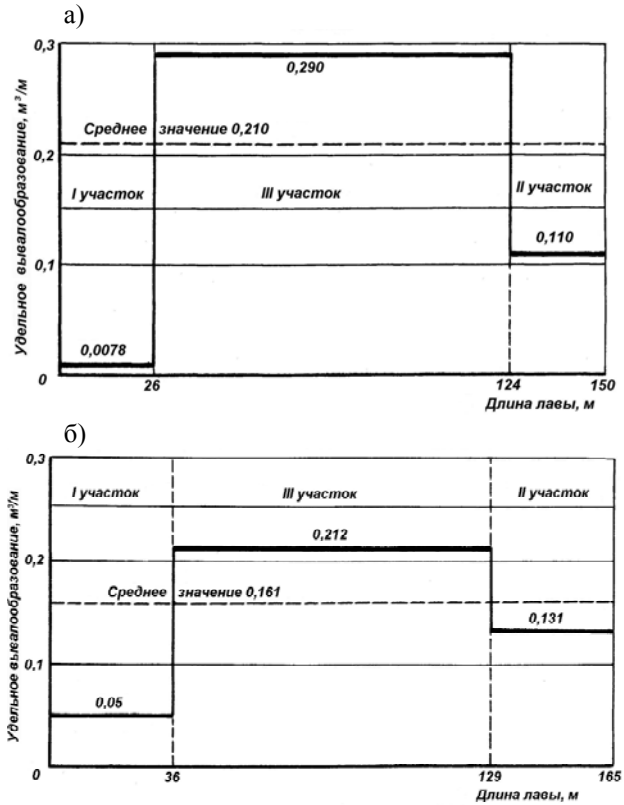


Рис. 3. Удельное вывалообразование на характерных участках: а – 746-бис лавы; б – 719 лавы

Анализ рис. 3 позволил утверждать, что в результате возведения закладочного массива значительно уменьшается вывалообразование в рабочем пространстве лавы.

В 746-бис лаве удельное вывалообразование снизилось более чем в 14 раз, в 719 лаве, где качество возведения бутовой полосы было несколько хуже – в 2,6 раза.

Таким образом, результаты шахтных исследований подтверждают установленное теоретически положение, что при закладке выработанного пространства существенно снижается вывалообразование в рабочем пространстве лавы.

Список литературы

1. Взаимодействие механизированных крепей с боковыми породами / И.А. Кияшко, С.А. Саратикянц, Н.П. Овчинников и др. – М.: Недра, 1990. – 128 с.

2. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев / Под ред. Ю.Л. Худина. – М.: Недра, 1990. – 413 с.

3. Якоби О. Практика управления горным давлением. Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

УДК 622.272.8:658.012

© С.В. Салли, А.В. Вилянский

МОДЕЛЬ ВЫБОРА МОЩНОСТИ ШАХТЫ ПРИ КОРПОРАТИВНОЙОТРАБОТКЕ ЗАПАСОВ

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.

Политика расширения опыта корпоративной отработки оставшихся запасов неизбежно вызовет необходимость решения ряда организационных и технических проблем. Прежде всего, это связано с вопросами организации реализации инвестиционных проектов, а в ряде случаев и реконструкции угольных предприятий, а, во-вторых, с общей ситуацией в соответствующем регионе в части увеличения рабочих мест, повышения доходов населения, развития инфраструктуры и др.

Совершенно очевидно, что учесть все особенности расширения числа и объемов инвестиционных проектов возрождения перспективного шахтного фонда не представляется возможным, но необходимость планирования ресурсов и ограниченность инвестиций требуют использования точных методов математического анализа, даже при известной неадекватности моделей реальным условиям.

Как известно, решение задач оптимизации топологических сетей шахт в динамике по открытой модели сопровождается рядом условностей [1]. Условным является, например, то, что периоды подготовки и отработки запасов разбиваются на отдельные моменты времени, для каждого из которых задача решается как статическая. Такой подход приводит к довольно приближенному решению, поскольку затраты на единицу добытого угля, объем и структура капитальных вложений и другие показатели непрерывно меняются во времени [2].

При оптимизации параметров топологических сетей угольных шахт решение задачи по открытой модели имеет два существенных недостатка. Один из них состоит в том, что постановка задачи не гарантирует стабильной работы шахт и соответствующих подрядных организаций, создаваемых для реализации инвестиционных проектов. Так, не предусматривается, что подготовленные в соответствии с оптимальным планом участки будут обеспечивать ритмичную или условно-ритмичную

работу лав.

Иными словами, не исключено, что по «оптимальному» варианту потребуется возродить определенную шахту, эксплуатировать ее, предположим 3-4 года, а затем (в случае изменения тех или иных условий) на два года закрыть, после чего снова открыть и т. д. Очевидно, если бы это даже и оказалось экономически выгодным, то все равно было бы неприемлемым, в первую очередь в связи с необходимостью обеспечения постоянной занятости подрядных организаций.

Шахты, предусматривающие корпоративную доработку оставшихся запасов, должны быть постоянно загружены, целесообразно лишь повышение их мощности или закрытие в случае исчерпании запасов. Выполнение этого обязательного условия не может проверяться лишь в конце расчета, когда уже установлен оптимальный вариант. Ритмичность работы шахты должна учитываться непосредственно в процессе расчета, т. е. для каждого последующего года необходимо сразу учитывать уровень добычи предприятиями, имевшимися в предыдущем году. Подобно угольным шахтам, подрядные организации также не могут произвольно возникать, ликвидироваться, появляться вновь, многократно менять мощность.

Таким образом, уже при формулировке задачи расширения сети шахт, ведущих добычу на корпоративных началах, необходимо учитывать как ритмичную работу предприятий, так и постоянную загрузку строительно-монтажных организаций, сооружающих объекты эти предприятий, предусмотренные инвестиционными проектами, т. е. их работу по принципу непрерывного потока. Такой поток, как известно, может быть рассчитан для самых разнообразных условий сооружения отдельных объектов шахты (вентиляторные и подъемные установки, скважины и др.). В любом случае, принципы организации строительства отдельных объектов действующих шахт, оказывают серьезное влияние на величину функционала.

Разумеется, не все перечисленные выше факторы равноценны: в различных конкретных условиях те или иные из них могут иметь большее или меньшее значение. Поскольку осуществление корпоративной отработки запасов группой шахт, имеющих достаточные запасы углей ценных марок, в непрерывном режиме является желательным условием правильного решения задачи поддержания мощности действующих шахт, следует сказать о том, по каким признакам группируются в потоки планируемые объекты.

По нашему мнению, на стадии постановки задач о выборе мощности шахт в условиях корпоративной отработки оставшихся запасов достаточно ограничиться статической формой задачи с учетом величины пропускной способности топологической сети определенной шахты.

Указанная задача формулируется следующим образом. Известна потребность в угле каждой марки (сорта) по годам и пунктам потребления. Известны шахты, достаточно обеспеченные запасами, на которых можно построить объекты, способствующие переходу к корпоративной отработке запасов, возможные объемы добычи на каждом из предприятий, а также объем и структура капиталовложений в зависимости от вариантов очередности строительства и объемов производства. Известны данные по пропускной способности топологической сети.

Для каждого предприятия прогнозируются затраты на добычу добычи в зависимости от вариантов объема производства и периода строительства. Заданы суммарная потребность шахт большей мощности во всех производственных ресурсов (по годам), расположение поставщиков этих ресурсов, ежегодные объемы поставок. Задана производительность подрядных организаций по годам осуществления инвестиционных проектов.

Кроме того, известны пропускные способности по углю, породе и проветриванию всех звеньев топологической сети шахты, начиная с каждого пункта добычи (лавы), а также затраты на реконструкцию сети выработок (мультиграфа).

Требуется установить объекты реконструкции, мощности, очередность и конкретные сроки строительства новых объектов шахт с таким расчетом, чтобы, во-первых, все потребители были вовремя и в достаточном количестве обеспечены соответствующей готовой угольной продукцией в условиях переменного спроса и, во-вторых, суммарные затраты на добычу угля были наименьшими.

При этом устанавливается ограничение, требующее, чтобы введенные в действие шахт и сооружающие их отдельные объекты строительные организации работали ритмично, по принципу непрерывного потока. При минимизации функционала должны обязательно учитываться уравнения, отражающие балансовые соотношения добычи и переработки сырья (условие непрерывности потоков груза).

Функционал, минимум которого определяется в данном случае, имеет следующее выражение (на последний T -й год периода отработки запасов):

$$\sum_{ij}\left[S_{iT}\left(X_{iT}^{1},...,X_{iT}^{a}\right)+C_{ij}^{lj}\right]Y_{1}^{o}\rightarrow min\,, \qquad (1)$$

где a – марки и сорта углей ($l=1,2,...,a$);

n – число возможных шахт, вовлекаемых в корпоративную отработку ($i=1,2,...,n$);

m – число обогатительных фабрик ($j=1,2,...,m$);

T – число лет осуществления инвестиционных проектов ($t=1,2,...,T$);

S_{iT} – себестоимость добычи угля в i -м пункте в t -м году в зависимости от объема добычи X_{it}^{1}, X_{it}^{2},…, X_{it}^{a} (себестоимость не включает амортизационные отчисления);

Y_{1}^{o} – условие однозначности выбора шахты;

C_{it}^{lj} – затраты на перевозку и переработку единицы горной массы l -го вида из i -го пункта производства в j -й пункт потребления (обогатительную фабрику) в t -м году.

Решение может быть найдено методами оптимального программирования на открытой модели согласно алгоритму дифференциальных рент. Особенностью приведенного выше функционала является то, что при определенных допущениях зада-

ча может быть многоэтапной.

В первую очередь рассмотрим упрощенное решение поставленной задачи. Допускается, что без нарушения основ адекватности пункты расположения и мощности шахт на конец планового периода заранее известны. Тогда, приняв эти данные в качестве исходных, можно варьировать при расчете лишь очередность и сроки строительства.

Расположение и мощности будущих предприятий могут быть в ряде случаев установлены, например, путем сведения к минимуму общей величины затрат на производство всей горной массы и ее перевозку на соответствующие обогатительные фабрики в последнем году планового периода (без учета капитальных вложений). Иногда это даст гарантию, что в послеплановый период не возникнут убытки, связанные с эксплуатацией нерационально выбранных предприятий.

Рассмотрим, в каких именно случаях удается предварительно зафиксировать шахты для предполагаемого воспроизводства мощности и предельные мощности таких предприятий. Дело в том, что полученный оптимум будет иметь относительный характер, так как в зависимости от длительности планового периода можно прийти к совершенно различным вариантам мощности. В связи с тем, что установление длительности планового периода является по существу волевым решением, нет никакой гарантии, что оптимальный для конца планового периода вариант не окажется невыгодным в последующий период.

В отдельных случаях, особенно если в период, следующий за плановым, не предвидится сколько-нибудь значительного роста потребления данной марки угля (на фоне кризисов и др. аномалий) и, следовательно, шахты, например, добывающие энергетические угли, интенсивно строиться не будут, либо если ожидается равномерный рост потребления во всех пунктах, такая гарантия может быть получена при обеспечении минимума функционала.

Перейдем к рассмотрению принципов выбора оптимальной мощности шахты, при котором учитывается организация строительства отдельных объектов. Изменение продолжительности строительства любого конкретного объекта влечет за собой увеличение или уменьшение количества строительных рабочих и жилья для них, числа строительных машин и механизмов, мощности подсобных предприятий по производству строительных конструкций и изделий. Кроме того, оказываются разными накладные расходы, затраты на временные здания и сооружения, меняется ущерб от замораживания капитальных вложений и т. д.

Учитывая все это, можно, очевидно, установить оптимальную продолжительность строительства того или иного объекта, которой соответствует минимум инвестиций. Устанавливая оптимальную продолжительность строительства, нельзя отвлекаться от технологии возведения того или иного конкретного объекта, так как сроки строительства вообще не могут быть меньше тех, которые достижимы с точки зрения современной строительной технологии.

За последние годы выполнены исследования по определению оптимальной продолжительности строительств объектов угольных шахт (вертикальных стволов, вентиляторных установок, конвейерных линий и др.). В частности, предложены уравнения, отражающие зависимость накладных расходов, затрат на обеспечение

нужд строителей и ущерба вследствие замораживания капитальных вложений от сроков строительства [3].

Использовав перечисленные зависимости получена суммарная кривая, максимум которой определил искомую оптимальную продолжительность строительства (12 месяцев) объектов современной по технологии добычи угольной шахты с приростом ее мощности на 100 тыс. т угля в год (рис.).

Строительство объектов угольных предприятий в частности переоснащение очистных забоев и подводящих выработок должно, как указывалось, осуществляться по принципу непрерывного потока. Переход к непрерывному потоку неизбежно приводит при строительстве даже однотипных объектов одного профиля к некоторым отклонениям на каждом из них от оптимальных сроков строительства. В самом деле, если представить себе раздельное сооружение объектов трех шахт различной мощности, то, очевидно, для каждой из них существует свой оптимальный срок строительства и соответствующие ему численность рабочих, комплекты проходческой техники и т. д.

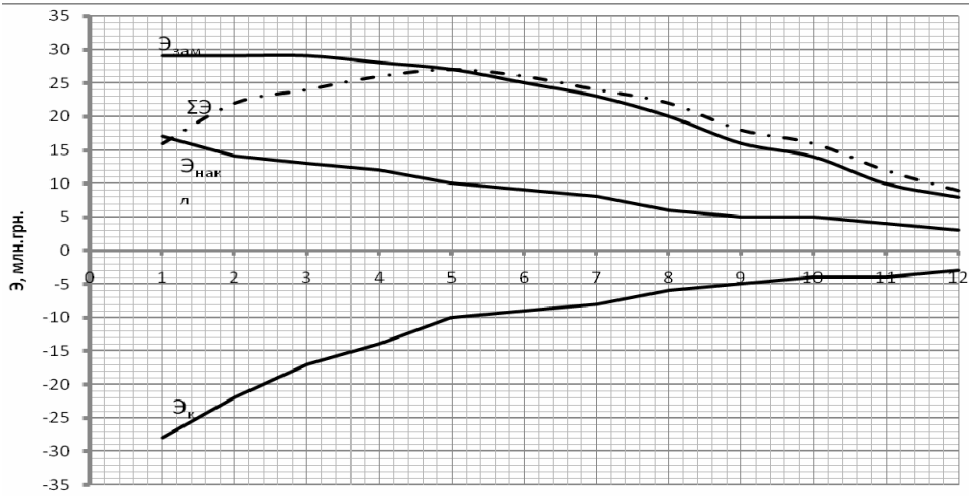


Рис. График для определения оптимальной продолжительности строительства объектов на шахте при повышении ее мощности на 100 тыс. т в год (до пуска первой очереди): Э (млн. грн) – удешевление (удорожание) при данном сроке строительства по сравнению со сроком 12 мес.; $Э_{зам}$ – экономия в результате уменьшения ущерба от замораживания капиталовложений при сокращении сроков строительства; $Э_{накл}$ – экономия за счет снижения накладных расходов; Эк – дополнительные затраты на временный жилой поселок (доставку рабочих) при сокращении сроков строительства; ΣЭ – суммарная зависимость между увеличением (уменьшением) стоимости строительства и сроками; 1-опт – оптимальный срок строительства (до пуска 1-й очереди)

Если же организовать строительство объектов всех трех шахт непрерывным потоком, то один и тот же усредненный комплект машин и состав рабочих будут переходить с объекта на объект. А так как этот комплект машин, и состав рабочих для каждой конкретной шахты несколько отличаются от тех, которые обеспечивают оптимальные сроки, то и сроки строительства будут в ту или иную сторону отклоняться от оптимальных (рис.).

Оптимальная продолжительность такого потока выявляется путем сопоставления затрат при разных вариантах продолжительности строительства. Например, при строительстве объектов группы незначительно отличающихся по мощности шахт, расположенных на разных площадках, расчет производится методом итераций. После получения окончательных устойчивых данных о сроках строительства и численности рабочих по каждому объекту, с помощью аппарата дисконтирования, получаем окончательные приведенные капиталовложения.

Список литературы

1. Салли В.И., Малов В.И., Бычков В.И. Поддержание мощности угольных шахт при ограниченных возможностях нового строительства. – М.: Недра, 1994. – 272 с.

2. 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.

3. Павленко И.И. Управление инвестиционными процессами в угольной промышленности Украины. – НГУ, 2007. – 253 с.

УДК 622.278.273.2

© В.Г. Лозинський, П.Б. Саїк,
О.В. Паваленко, Д.О Кошка

АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ І ПЕРСПЕКТИВИ ПРОМИСЛОВОГО ЗАСТОСУВАННЯ СВЕРДЛОВИННОЇ ПІДЗЕМНОЇ ГАЗИФІКАЦІЇ ВУГІЛЛЯ В УКРАЇНІ

Проведений аналіз промислового застосування технології підземної газифікації вугілля у провідних країнах світу. Наведені обґрунтування підтверджують економічну доцільність застосування цієї технології у енергопостачанні, а також при створенні хімічної продукції. Обґрунтована екологічна компонента цього процесу і зроблені висновки щодо застосування технології в Україні.

Проведен анализ промышленного применения технологии подземной газификации угля в ведущих странах мира. Выполненные обоснования подтверждают экономическую целесообразность применения этой технологии в энергоснабжении, а также при создании химической продукции. Обоснована экологическая компонента этого процесса и сделанные выводы относительно применения технологии в Украине.

The analysis of industrial application of underground coal gasification in the leading countries of the world is conducted. Given justifications proved the financial viability of application of this technology in an energy supply, and also at creation of chemical products. Ecological component of this process and conclusions of application of the technology in Ukraine are presented.

Вступ

В умовах світової енергетичної кризи різко збільшується вуглевидобування. Для країн де мало інших джерел енергії, – це питання енергетичної безпеки. Хоча за остатнє десятиліття зупинили видобування вугілля Голландія, Данія, Бельгія, Італія, різко зменшився об’єм видобування у Великобританії. Такий самий шлях іноземні експерти пропонують іншим країнам де вугільна промисловість знаходиться у збитковому стані. Висловлюється думка, що нерентабельна вугільна промисловість може поглинути значну частину Держбюджету таких країн, якщо підтримувати на плаву нерентабельні та збиткові шахти, та не дивлячись на це більшість країн все таки продовжують надавати дотації вугільним підприємствам. Тому виникає питання для чого ж використовувати традиційні методи видобування вугілля коли вони є не ефективними, морально застарілими та економічно недоцільними, адже розвиток науково технічного прогресу шукає нові радикальні, екологічно чисті та збалансовані методи видобування корисних копалин з надр землі. Альтернативою традиційного вуг-

левидобування являється якісно нова технологія свердловинна підземно газифікація вугілля (СПГВ).

Вперше практичні досліди СПГВ були проведені на території колишнього Радянського Союзу в 30-х рр. (Лисичанськ, Україна). З моменту появи даної технології яка дозволяє отримати з вугілля ті ж хімічні продукти, що з нафти, в світі спостерігається до них постійна зацікавленість: їх удосконалюють, впроваджують повністю або частково, розробляють нові технологічні схеми які відповідають останнім досягненням науки і техніки.

Необхідно відмітити, що в США та Західній Європі в 1980 рр. проводилися масштабні дослідно-промислові дослідження щодо виявлення ефективності Радянської технології СПГВ. Результатом цих досліджень було встановлено, що дана технологія являється ефективною і необхідною в період зменшення світових запасів природного газу і нафти. Сьогодні можна стверджувати, що такий час вже настав, тому розвиток СПГВ розглядається в світі як можливість отримання дефіцитного і недорогого газоподібного палива.

Зростання цін на газ і нафту викликали нові зусилля із вивчення і впровадження технології підземної газифікації у багатьох країнах (2000-2010 рр.), про що свідчить різке збільшення фінансування науки у напрямку вивчення процесу газифікації вугілля і як результат в провідних країнах у десятки разів збільшилася кількість охоронних документів інтелектуальної власності та патентів за даним напрямком (рис. 1).

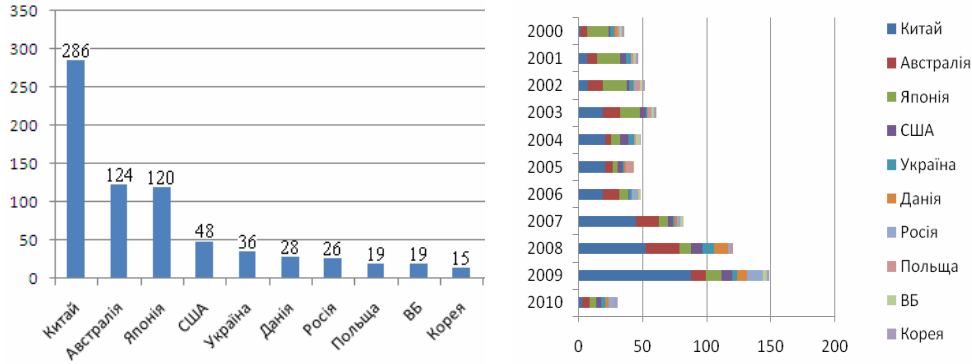


Рис. 1. Загальна кількість патентів та охоронних документів в провідних країнах світу 2000-2010 рр. (Worldwide European Patent Office, червень 2010 р).

Інтенсивні роботи дослідного та практичного характеру проводяться в Китаї, де за останні роки збудовано 10 промислових станцій підземної газифікації вугілля, в Австралії, де в 2003 р. збудовано одне з найбільших підприємств даного напрямку. Поряд з Китаєм та Австралією на підземну газифікацію вугілля націлена низка країн західної Європи і всього світу. Зацікавленими країнами до СПГВ являються Індоне-

зія, Монголія, Бразилія, Нова Зеландія, Південна Корея та Японія.

Розвиток СПГВ в провідних країнах світу

На території ***Китаю*** знаходяться величезні ресурси вугілля і його видобуток зріс з 1 млрд. т/р у 2000 р. до 2,8 млрд. т/р у 2009 р. ставлячи Китай на перше місце по видобутку та використанні вугілля. По оцінкам запаси вугілля що знаходяться на глибині понад 1000 м складають 1000 млрд. т, а на глибині понад 2000 м більше як 5000 млрд. т. Саме на цю глибину направлене промислове використання СПГВ в Китаї.

Науковий склад Китаю який займається СПГВ налічує близько сотні аспірантів, а також 15 докорів та кандидатів технічних наук, які працюють над різними напрямками СПГВ в китайському університеті гірничих технологій. Протягом остатніх 20 років було проведено 16 експериментальних досліджень. Дослідження були продовженням експериментів які почалися в 1958 р. За цей час було газифіковано вугілля всіх видів що залягають в Китаї. Продукт генераторного газу який був результатом досліджень був використаний як для вироблення електроенергії так і для вироблення аміаку. Зараз стоїть питання щодо використання генераторного газу для виробництва інших видів хімікатів.

Провідна Китайська компанія ЕНН проводить підготовчі роботи по СПГВ. Нещодавно цією компанією був розроблений проект керованої СПГВ біля Монголії. По даному проекту було пробурено дуттєві і газовідвідні свердловину безпосередньо у непідроблений вугільний пласт. Всього було сім дуттєвих і газовідвідних свердловин які були вперше розпалені в жовтні 2007 р. Виробництво газу склало 150 тис м^3/д з більше як 60% $CO + H_2$. Саме тому ЕНН планує розширитися втричі до 2020 р. Два нових газогенератори були запущені в 2009 р. кожен із потужністю 500 тис м^3/д генераторного газу протягом двох років. Газ планується генерувати на дві 10 МВт станції, які вже збудовані, та переробляти на метанол в об'ємі 20 тис. т/р. Початок запуску нових газогенераторів планується на середину 2010 р. [1].

У 2007 р. закінчився експеримент по апробації підземного газогенератора з довгими стінками, оконтуреними по вугільному пласту горизонтальними свердловинами, з рухомою точкою подачі дуття у міру вигазовування вугільного стовпа.

Під час проведення дослідів випробовувалася двохстадійна подача дуття. У першій стадії подавалося повітря, а у другій – воднева пара. Склад водню (H_2) у паливних газах досяга 45-50%.

У Китаї газифікуються пласти кам'яного вугілля потужністю 1-6 м з кутом залягання пластів від 5 до 40°. При будівництві станцій застосовуються наступні способи підготовки підземного газогенератора: з поверхні, шахтна і шахтна підготовка разом із бурінням технологічних свердловин із поверхні землі. Вартість проекту складає 100 млн. юанів (8,25 млн. USD) [2].

Ціна газу, що відпускається населенню, складає приблизно 0,26 грн. за 1 м^3, що приблизно у три рази нижче за вартість природного газу. Газ повністю відповідає санітарним і екологічним нормам. У провінції Шаньдун газом СПГВ користуються понад 6000 сімей шахтарського селища Шизань, що знаходиться поблизу станції

СПГВ. Середня продуктивність підземного газогенератора складає 4562-7879 м^3/год.

В ***Австралії*** існує цілий ряд компаній які займаються експериментальними випробуваннями. Для Австралії вугілля являється основним джерелом теплової та електричної енергії. Крім цього Австралії – найбільший у світі експортер вугілля. Вугільні пласти залягають на глибині від 150 до 400 м які розробляються як відкритим так і підземним способом. В свою ж чергу по критеріям придатності до СПГВ в Австралії велика кількість вугілля може бути газифіковане. Науковці зеленого континенту пліч-о-пліч співпрацюють з науковцями Південної Африки (проект Маюба). На даний момент розробляються два проекти в Суратському басейні (в провінції Квінсленд), також перспективні проекти розробляються в провінціях Вікторія та Західна Австралія. Крім цього одна з приватних компаній планує газифікувати вугілля в Південній Австралії.

Австралійська компанія *Лінк Енерджі* здійснила ряд випробувань СПГВ на вугільному пласті, що залягає на глибині 140 м в басейні Сурат. На цій ділянці використовувалася технологія придбадана в *Ерго Енерджі,* з розкриттям вугільного пласта вертикальними свердловинами і утворенням фільтраційного каналу (реакційного) між експлуатаційними свердловинами гідророзривом.

У травні 2006 р. компанію Лінк Енерджі було внесено в список австралійської фондової біржі, за рахунок чого в компанію були введенні значні капіталовкладення, що дозволило виконувати подальші розробки.

Оригінальний бізнес-план компанії полягав у ефективному використанні генераторного газу для виробництва електроенергії, але у зв'язку з низькою ціною на електроенергію в Квінсленді цей план виявився нереалізованим.

Компанія Лінк брала участь в проекті Шиншила вклавши 50 млн. $ США. Крім того компанія планує розширити спектр своїх проектів в Шиншилі. На початок 2010 р. завершувалося буріння свердловин, а на середину 2010 р. планується запустити новий газогенератор. Проектом передбачається використання кисневого дуття [3].

Лінк Енерджі придбала 74% контрольних пакетів акцій Ерostігазу (Узбекистан), яка контролює Ангренську станцією.

Лінк Енерджі співпрацює з В'єтнамською компанією Вінакомін (з 2008 р.) та Японською компанією *Марубені* для оцінки придатності вугільних родовищ до СПГВ. В травні 2009 р. Лінк Енерджі підписала договір з американською компанією ГазТек про покупку 40 тис. гектарів ділянки шахтного поля біля річки Павдер (Вайомінг). Вартість купленої ділянки становить 5 млн. $ США.

Компанія *Кугар Енерджі* була заснована в 2006 р. і працює над проектом в Квінсленді та Вікторії. Кугар Енерджі керує розробкою СПГВ в Пакистані, Індії та Європі, та підписаний догові щодо розробки проекту в провінції Сінд (Пакистан) на кам'яновугільному родовищі площею 47 км^2 кам'яновугільного басейну.

Кугар Енерджі планує використовувати тенхногогію СПГВ компанії Ерго Енерджі (розкриття вертикальними свердловинами з гідророзривом на основі радянських розробок). Біля міста Кінгарой (штат Квінсленд) компанія володіє вугільним родовищем площею 4,5 км^2, де залягають вугільні пласти на глибині 150 м потужністю більше 10 м кожен. СПГВ на цій ділянці забезпечила б виробництво 400 МВт електроенергії протягом 30 років. Дана програма оцінюється в 500 млн. $ США, і

повинна запрацювати в кінці 2012 р.

Перспективним для Кугар Енерджі являється спільний проект з підприємством Вугільні Ресурси Вікторії, в якому планується газифікувати поклади буровугільного родовища що залягають на глибині від 100 до 700 м з потужність 10-70 м.

Компанія *Карбон Енерджі (КЕ)* являється власником частини вугільного басейну Сурат в Квінсленді, запаси якого оцінюються від 250 до 600 млрд. т високозольного суббітумного вугілля, що залягає в пластах потужністю від 10 до 20 м.

Карбон Енерджі брала участь у першому випробуванні СПГВ в Рокі Хілл. КЕ використовує технологію направленого буріння в якій дві свердловини з'єднуються біля розпалювальної свердловини.

Тривалий план розвитку компанії був оприлюднений у 2008 р. Планувалося провести 100-денне демонстраційне дослідження СПГВ з бюджетом 20 млн. $ США.

На початок 2010 р. після 14 місяців роботи цей проект успішно втілювався в життя (рис. 2). Теплота згорання газу становила 6 МДж/м^3 при повітряному дутті та 13 МДж/м^3 при кисневому. Склад отримуваного газу був здебільшого стабільний, з невеликими відхиленнями в кількісному показнику. Варіювання сумішшю дуття призводило до якісних змін показників генераторного газу, в результаті чого був затверджений план для максимізації виробництва хімікатів і рідких палив.

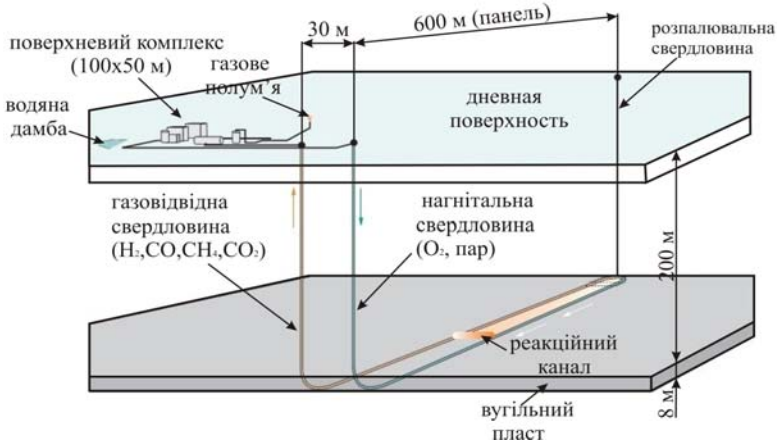


Рис. 2. Схема газогенератора з двома паралельними горизонтально-похилими свердловинами

В грудні 2009 р. Карбон Енерджі клопотала щодо будівництва 5-ти МВт електростанції яка буде використовувати генераторний газ для виробництва електроенергії, та збільшити потужність станції протягом року до 20 МВт.

В довготривалі плани КЕ входить:

– збільшити виробництво електроенергії від 150 МВт в 2015 р. до 300 МВт у 2020 р;

– збудувати завод аміаку який буде використовувати виключно газ підземної газифікації;

– виробляти різних видів хімікати та транспортне паливо;

Великий хімічний завод зміг би виробляти 1000 тонн аміаку за добу, >1000 тонн метанолу в день а також 10,000 барелів рідких транспортних палив за добу. За підрахунками такий завод коштуватиме компанії більше 1 млрд. $ США [4].

На сьогоднішній день в ***Південній Африці*** існує два проекти. Еском – ініційований в 2001 р., але роботи розпочиналися в 2006 р. а другий Сасол де розпочався керований процес в 2009 р. Згідно проведених досліджень Південна Африка володіє значними запаси вугілля яке залягає в підроблених пластах. Поточні випробування проводяться для вивчення процесу СПГВ для постійного виробництва електроенергії в майбутньому.

Проект Еском в Маюбі. Основні роботи СПГВ Маюба в Південній Африці проводяться в Мпумалангі де знаходиться 4110 МВт енергетична станція біля вугільного родовища, що розробляється різними способами. СПГВ Маюба є власністю Ескому яка використовує ліцензію канадської фірми Ерго Енерджі. Ліцензія даної технології передбачає розкриття вугільного пласта вертикальними свердловинами з подальшим гідророзривом. При даній технології використовується повітряне дуття.

Керований процес розпочався у січні 2007 р. і його результати були повністю схвальними, що забезпечило розробку документації до великомасштабного виробництва генераторного газу. На даний час Еском проводить великомасштабне випробування СПГВ.

Проект Сасол в Секунді. Нещодавно компанія Сасол вирішила розглянути на практиці метод підземної газифікації вугілля для виробництва генераторного газу. Випробування СПГВ вирішено провести неподалік шахти Секунда. Вибрана ділянка шахтного поля знаходиться на відстані 500 м від шахтного комплексу. Запаси вибраної ділянки складають приблизно 2 млрд. т вугілля, що залягає в пластах на глибині 160 м з середньою потужністю 3 м. При успішному проведені СПГВ ще 30 млрд. т вугілля неподалік шахти Секунда може бути передане компанії Сасол. Відносно недалека відстань від шахти сприяє проведенню проекту в плані постачання електроенергії, а генераторний газ може перероблятися в комплексі Секунда для виготовлення рідких палив. Поточна програма передбачає:

– розробку документації до кінця 2009 р;

– завершення буріння свердловин в середині 2010 р;

– запуск газогенератора до кінця 2010 р.

Передбачається використовувати технологію з проведенням вертикальних свердловин та їх з'єднання гідророзривом.

Проектом передбачено проведення чотирьох експериментальних газогенераторів з різними технологіями проведення та подаванням дуттєвої суміші для оптимізації параметрів до вугільного родовища. П'ятий газогенератор повинен стати на рівень промислового виробництва генераторного газу.

Канада має великі запаси вугілля, більшість з яких ймовірно придатна до СПГВ. Головний офіс Ерго Енерджі розташований в м. Монреаль. Ерго Енерджі ліцензує власну технологію СПГВ, яка заснована на досвіді країн колишнього Радян-

ського Союзу. Лаурус Енерджі одна з перших Канадських компаній яка придбала цю ліцензію. Вона оцінює придатність покладів вугілля в більшості провінцій Канади.

У 2008 р. на конференції присвяченій підземній газифікації вугілля в Х'юстоні, Лаурус Енерджі презентувала потенціал СПГВ. В кінці року було повідомлено, що Лаурус Енерджі розпочне виконувати проект СПГВ в Канадській провінції Альберта, або в США [5].

На початку 2009 р. розпочато будівництво експериментальної СПГВ в провінції Альберта, що знаходиться на півночі від м. Едмонтон – 250 км. Експериментальні дослідження оцінили в 30 мільйонів $ США, з яких 9 мільйонів $ США виділив уряд провінції Альберта. На кінець 2009 р. закінчувалося буріння свердловин на глибину 1400 м [6]. Проектом передбачено використовувати збагачене парокисневе дуття для отримання генераторного газу з високо теплотою згорання. Проектом передбачено отримувати 900 тис. $м^3$/д. На даний час проект знаходиться на кінцевій стадії підготовчих робіт. Якщо експеримент стане успішним планується розробка проекту СПГВ біля м. Друмхелер. Це і буде початком промислового впровадження СПГВ в Канаді.

Індійський уряд демонструє значний інтерес до СПГВ. На засіданні уряду в 2007 р. було заслухано звіт головного наукового радника «Про історію та перспективи розвитку газифікації в Індії» [7].

У 2007 р. роботи по СПГВ проводилися за участю Міністерства вугільної промисловості Індії та Американського міністерством енергетики. В результаті співпраці планується провести три експериментальні проекти. Перед проведенням експериментальних робіт передбачається детально вивчити результати дослідження в Австралії та Південній Африці.

На думку індійського Міністерства енергетики демонстраційні експериментальні дослідження СПГВ необхідні для визначення доцільності та узагальнення економічної ефективності для залучення іноземних інвестицій у промислове виробництво генераторного газу.

Австралійський уряд підтримує ведення підготовчих робіт по впровадженні технології СПГВ в Індії і в наступній стадії програми запропонував зробити технічне обґрунтування і детальне планування протягом 2010 р. для демонстрації СПГВ в районі Годаварі. Даний проект проводитиметься за підтримки австралійської компанії Карбон Енерджі на вугільному родовищі, що залягає на глибині 300-400 м з потужністю пластів від 5 до 15 м.

Японія хоч контролює велику кількість вугільних шахт по всьому світу, але і сама має значні запаси кам'яного вугілля в континентальному шельфі. Саме там відбувалося випробування СПГВ і була затверджена програма по вивченню на найближчі 10 років.

Технічні та економічні вивчення проводив Університет Токіо [8]. Експеримент проходив по розробленій в США технології. Для експерименту було вибрано ділянку вугільного родовища на острові Хоккайдо де знаходився вугільний пласт потужністю 3-7 м з кутом нахилу до 30°, що залягав на глибині від 150 до 350 м.

В 2008 році був оприлюднений дослідний звіт за яким працювали 20 компаній включаючи Мітсубісі і Марубені в якому було розроблено технологію СПГВ до промислового використання яка повинна реалізуватися в найближчі 5 років.

У ***Великобританії*** вугілля залягає як на суші так і на півдні Північного моря. Після іспанських випробуванням в Ель Тремедалі, які частково фінансував уряд Великобританії, були проведені наукові дослідження на теренах туманного Альбіону.

Вугільна організація, ініціювала дослідження по СПГВ як потенційну енергетичну альтернативу для об'єднаного Королівства. Цю роботу пізніше підтримав департамент торгівлі та промисловості [9].

Ряд вугільних пластів пройшли критерії СПГВ біля родовищ Йоркширі, Лінкошірі, Варвікширі і біля річки Ді, які знаходяться на глибині 600 м. Також придатними є родовища в Південному Уельсі і в кам'яновугільному басейні Клакман в Шотландії. А родовище біля річки Ді особливо привабливе через його близькість до промислових міст. Також не можна виключати запаси вугілля під Північним Морем яке залягає на глибині понад 2000 м.

Починаючи з 01.07.2007 р. на території ***Польщі*** проходить реалізація спільного проекту «HUGE: Воднево орієнтована підземна газифікація для Європи» в якому приймають участь вченні з України, Польщі, Німеччини, Бельгії та Англії, загальна вартість проекту складає 3,6 млн. Євро з впровадженням в експлуатацію експериментального газогенератора в умовах шахти «Барабара». Основні фінансові витрати припадають на Європейський фонд «Вугілля і сталі».

Геологічні умови кам'яновугільного басейну в ***Новій Зеландії*** характеризуються складною геологічною структурою. Тут зустрічаються як диз'юктивні так і плікативні порушення. Крім цього вугільне родовище знаходиться під великими ріками та озерами, головними автошляхами та культурно побутовими спорудами.

Геологія стала вирішальним фактором яка сприяла основному розвитку СПГВ, у зв'язку з неможливістю використання шахтного способу. Питанням СПГВ у Новій Зеландії займається компанія СЕНЗ яка використовує комбінацію наступних методів, щоб визначити придатність вугільних родовищ до СПГВ:

– Обробка геологічних даних по сітці геологічних свердловин включаючи літологію, якісні характеристики вугілля;

– Вивчення геотехнічної моделі;

– Гідрогеологічне моделювання, для визначення можливих забруднень ґрунтових вод, та міри по недопущенню цього процесу;

– 3D сейсмічне моделювання.

Використовуючи ці методи були встановлені межі свердловинної підземної газифікації вугілля згідно якими майже половина вугільних запасів може бути газифікована. В найближчі роки після остаточного вивчення процесу планується провести ще декілька експериментальних досліджень. Якщо експерименти пройдуть вдало то СПГВ в Новій Зеландії стане на промисловий рівень.

На території ***США*** знаходяться величезні запаси вугілля які на сьогоднішній день повністю не підраховані. У штатах Вашингтон, Західна Віргінія та Вайомінг проводилися основні випробування.

На даний час розробляються два проекти, один в Індіані а другий у Вайомінгу. Де знаходяться значні запаси некондиційного суббітумного вугілля. Компанія ГазТех об'єдналася з Брітіш Петроліум для великомасштабного проекту СПГВ. Також виконуться програма Департамент енергетики США «Чисте вугілля» (Chemical clean coal

project) із загальним обсягом фінансування 6 млрд. $ США. Також у США реалізується спецпрограма, що передбачає пільгове кредитування в області розробки синтетичних твердих, газоподібних і рідких високоякісних палив з вугілля (за умови того, що їх вартість не перевищує вартості аналогічного за якістю продукту на основі нафти і природного газу) [10]. Найбільш детально і кваліфіковано досліджені можливості підземної газифікації вугілля здійснені компанією «Енерджі Інтернешинал».

В ***Ірландії*** апробація технології СПГВ відбулася у вугільному басейні Кіш біля побережжя недалеко від Дубліна в 2008 р. Проект розвідки та визначення придатності здійснює ТОВ ВП. По даним розвідки розробка критеріїв, а також вивчення можливих технологій підземної газифікації планується прийняти законопроект щодо фінансування експериментальних досліджень [11].

Вугілля в енергетичному секторі ***Бразилії*** складає лише 6%. Це пояснюється наявністю великої кількості гідроелектростанцій, які виробляють до 85% електроенергії. В такому використанні великої кількості води відчувається певна небезпека яка може супроводжуватися катастрофічними наслідками для міст та сіл поряд з гідроакомолюючими станціями. Причинами занепокоєнь являються сезонні зміни клімату і як результат збільшення кількості опадів, а також сам стан гідроелектростанцій.

Бразильські кам'яновугільні басейни знаходяться переважно в Парані, Санта Катаріні і Ріо Гран де Солі. Географічно в південній частині країни і біля побережжя. Вугільні запаси частково почали розвідувати в 1982 р., і до кінця так і не були розвідані. За припущенням геологів кам'яновугільний басейн простягається і по дну континентального шельфу під Атлантичним океаном.

Перш за все в Бразилії розглядаються питання щодо газифікації непідроблених вугільних пластів які залягають на глибині понад 1000 м [12]. Дослідження в Бразилії повинні встановити параметри газифікації, контроль за веденням реакцій та якістю генераторного газу, проведення лабораторних досліджень.

Центр Чистих Вугільних Технологій що вивчає СПГВ фінансується гірничою промисловістю та федеральним урядом. За прийнятим законом 11.909 від 4 березня 2009 р. чітко встановлено, що газова продукція видобута з вугілля належить власнику, для сприяння розвитку СПГВ. Це перший великий законодавчий крок щодо розвитку підземної газифікації вугілля.

Починаючи з 2008 р. зацікавленість до СПГВ в ***Словенії*** широко зросла на основі успішних досліджень по всьому світу. Говорячи про перспективу слід зазначити, що перший етап по підготовці а це оцінка та визначення критеріїв придатності вже пройшов на початку XXI ст.

У ***В'єтнамі*** австралійська компанія Лінк Енерджі і Корпорація Марубені закінчили переговори з В'єтнамською національною вугільно-промисловою групою (Вінакомін) щодо проведення першого етапу проекту СПГВ біля міста Тонкін, недалеко від дельти Червоної річки. Перший етап передбачає проведення свердловин в місці майбутнього газогенератора. Розташовуватиметься газогенератор приблизно 60 км. на південний схід від м. Ханоя в провінції Ханг Єн.

Інші організації у В'єтнамі також мають намір проводити випробування але поки що не спостерігаються істотні проекти. Російська компанія Газпром підписала угоду щодо поставки обладнання для виконання проекту СПГВ

Буровугільні пласти придатні по критеріям до СПГВ залягають на глибині 250-1200 м і простягаються на площі 3500 км^2. Середня потужність коливається в межах 20-100 м з оцінкою запасів в 210 млрд. т. Розвідка пласта свідчить про наявність низько зольного буровугільного пласта, з стабільною геологією.

Не аби яку цікавість до СПГВ демонструє ***Казахстан***. Буровугільне родовище розташоване в північному Казахстані, приблизно 120 км. Від м. Костанія. Для розробки проекту залучені ряд компаній зокрема Промгаз, Шкотський гірничий інститут, Казгеологія, Центергеоланіт. На даному етапі здійснюється перший етап реалізації проекту:

Перший етап – геологічна розвідка яка почалася в грудні 2009 р. для встановлення об'ємів потенційних запасів. Бюджет проведених робіт складає 1 млн. $ США;

Другий етап – підготовчі роботи та буріння перших свердловин в 2013 р. Бюджет проведених робіт складає 37 млн. $ США.

Казахстан планує на середину 2010 року почати будівництво станції «Підземгаз» потужністю близько 7 млрд. м^3 газу на рік. Сировиною для підземної газифікації буде вугілля Нижньо-Ілійського родовища, запаси якого близько 10 млрд. т. Будівництво станції, банком-кредитором Туран Алем, оцінено у 300 млн. дол. США.

Екологічні аспекти підземної газифікації вугілля

Міжнародне енергетичне агентство (IEA) прогнозує, що до 2030 р. споживання вугілля зросте майже на 60%. При спалюванні вугілля ми викидаємо в атмосферу величезну кількість вуглекислого газу, а також окисли азоту, діоксид сірки і ртуть. На сьогоднішній день вугілля забезпечує близько 40% світового вироблення електроенергії і є основним енергоносієм в світовому виробництві стали [13].

Незважаючи на певні недоліки СПГВ має ряд явних екологічних переваг, перед традиційними методами видобутку вугілля:

- Істотно зменшуються вилучення і деформації земель.
- Виключається виділення пилу і кислотного стоку з поверхні зовнішніх відвалів, їх вилуговування і горіння.
- Відсутні необхідність в збагаченні, і забруднення пов'язані з цим процесом.
- Зменшується пилова, шумова і візуальна дія на поверхню.
- Знижується ризик забруднення поверхневих вод.
- Зменшення викидів, оскільки процес відбувається під землею і всі продукти утилізувалися.
- Знижується інтенсивність золоутворення, і виключається викид золи в атмосферне повітря.
- Небезпечні процеси транспортування і розвантаження вугілля замінюються на безпечніше транспортування очищеного горючого газу в місця його безпосереднього використання.
- Немає необхідності використовувати зовнішні джерела води в процесі.
- Виключаються скидання стічних вод і порушення технології водовідведення.
- Виключаються викиди метану в атмосферу, оскільки метан являється складовою частиною отримуваних газів.

Економічні аспекти підземної газифікації вугілля

При транспортуванні газів СПГУ на далекі відстані – знижується рентабельність виробництва і підвищується ризик витоку продукту. Ідеальним рішенням є будівництво енергохімічних комплексів, що складаються із станції ПГВ, ТЕС, хімічних підприємств, для комплексної переробки продуктів газифікації вугілля. Такий комплекс, зможе забезпечити населений пункт електроенергією, теплом, газом а також сотнями робочих місць.

Генераторний газ підземної газифікації вугілля цілком успішно конкурує з аналогічним продуктом, що отримується при паровому риформінгу природного газу.

Великі перспективи відкриваються перед підземною газифікацією вугілля при переході на великі глибини 700 м і більше.

Кінець кінцем, все визначається вартістю нового палива, яка, за американськими джерелами, може бути до погашення зобов'язань по кредитах близько 40 $ США за 1000 м^3, а після – менше 10 $ США за 1000 м^3 [14].

Підприємство підземної газифікації потужністю по переробці 1 млн. тонн вугілля, може виробляти 2-3 млрд. м^3 газу, достатнього для забезпечення електростанцій потужністю 300 МВт або виробництва 250 тис. тонн бензину або його компонентів при нижчих витратах (у 2,5 рази) на створення такого підприємства, в порівнянні з вугільною шахтою при дотриманні сучасних вимог екологічної безпеки. Переробка 1 млн. тонн вуглевмісних відходів дозволяє отримати більше 100 тис. тонн цінних хімічних продуктів і більше 150 тис. тонн моторних палив і їх компонентів [15].

Для енергетики тих регіонів, в яких є запаси кам'яного або бурого вугілля, відкриваються нові можливості, а саме: будівництво енергетичних підприємств, що працюють на «власній» енергетичній сировині – газі підземної газифікації вугілля.

Розрахункове значення собівартості електроенергії на такому підприємстві складає – 0,14 грн/кВт.г.

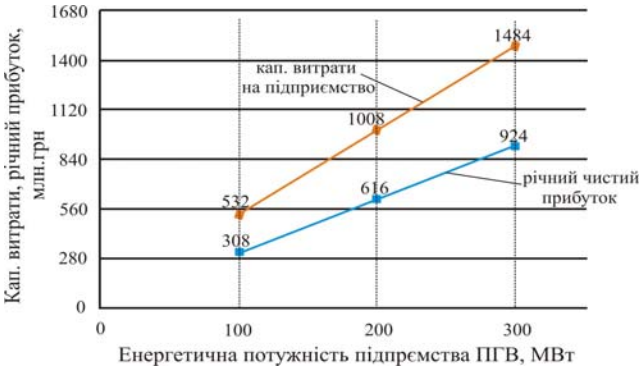


Рис. 3. Річний прибуток станції ПГВ в залежності від капітальних витрат та енергетичної потужності підприємства

Термін окупності засобів, витрачених на будівництво підприємства даного профілю, складає 2-2,5 року, в залежності від енергетичної потужності підприємства (рис. 3).

Слід зазначити, що в структурі капітальних витрат, потрібних для будівництва підприємства такого роду, приблизно 75% від суми витрат складає вартість наземного енергетичного, а 25% суми загальних витрат складають витрати на створення підземного газогенератора і здійснення власне газифікації вугільних пластів.

Економічна оцінка підземної газифікації вугілля проводилася порівняно з процесом Лургі. В обох випадках склад газу приймався однаковим. Як дуття застосовувалося 98 % O_2 і водяна пара при тиску 4,0 МПа (40 кгс/см^2). На рис. 4 приведені результати порівняльних розрахунків.

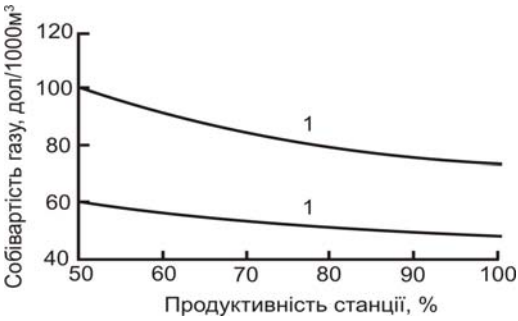


Рис. 4. Собівартість синтетичного газу залежно від продуктивності станції: 1 – газ наземної газифікації (метод Лургі); 2 – газ ПГВ [16]

При 100 % продуктивності установки, вироблений газ по методу Лургі, майже в 1,6 раза дорожчий за газ, що отримується при підземній газифікації вугілля.

При збільшенні продуктивності установки з виробництва газу по методу Лургі удвічі вартість його знижується зі $100 до $74, а при підземній газифікації вугілля, відповідно з $59 до $50 за 1000 м^3.

Висновки

З урахуванням зменшення запасів нафти і природного газу вугілля в майбутньому повинне відігравати провідну роль в електроенергетиці і в промисловості, а також як замінник нафти і природного газу у виробництві тепла і як сировина для створення різних рідких палив і цінних хімічних продуктів. По оцінках фахівців, 1 тонна вугілля еквівалентна 0,6 куб. м нафти. За таких умов приріст споживання енергії вдасться покрити головним чином за допомогою збільшення видобування та комплексного переробки вугілля.

Для умов українського паливно-енергетичного сектору продовження наукових досліджень і обґрунтування можливості застосування радикальних технологій у цьому секторі таких, як підземна газифікація вугілля є вкрай необхідним. До цього спонукають також загально світові тенденції. Очевидно, що СПГУ, вже найближчим часом, займе міцні позиції в світовій енергетиці, а вугілля знов стане основним джерелом чистої енергії.

Список літератури

1. Feng Chen. The UCG progress in China. In: Proceedings of the 3rd international UCG conference. London, UK, 6 Feb 2008, Underground Coal Gasification Partnership, vp. 2008.

2. 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.

3. Minotti M. Personal communication. Project Manager, Linc Carbon Solutions, Chinchilla, Queensland, Australia, 26 May 2009.

4. Mallett C. Carbon Energy's Bloodwood Creek UCG project. Paper presented at: CoalTech 2009 . Brisbane, Qld, Australia, 29-30 Sep 2009. Sydney, NSW, Australia, IIR Pty Ltd., 2009. – 11 pp.

5. Bradbury D. Canadian firm to take clean coal underground. BusinessGreen . Available from: http://www.businessgreen.com/business-green/news/2232912/canadian-firm-clean-coal, (19 Dec 2008).

6. Green Car Congress. Alberta to host underground coal gasification demo. Available from: http://www.greencarcongress.com/2009/03/alberta-to-host-underground-coal-gasification-demo-update-on-linc-chinchilla-ucg-in-australia.html 3 pp 18 March 2009.

7. Government of India 2007 Status report on underground coal gasification. PSA/2007/1. Available from: http://psa.gov.in/writereaddata/-11913281701_ucg.pdf New Delhi, India, Office of the Principal Scientific Adviser, 93 pp Aug 2007.

8. Burton E, Friedmann J, Upadhye R (2006) Best practices in underground coal gasification. Draft. US DOE contract no W-7405-Eng-48. Livermore, CA, USA, Lawrence Livermore National Laboratory, 119 pp 2006.

9. DTI. Review of the feasibility of underground coal gasification in the UK. DTI/Pub URN 04/1643, Didcot, Oxfordshire, UK, Harwell International Business Centre, 2004. – 46 pp.

10. Thorsness, C.B., 1987, Unconfined Flow As A Mechanism Of Water Influx To A UCG System. Lawrence Livermore National Laboratory, Livermore, CA. UCRL-97203.

11. Mayne D. Personal communication, 26 Feb 2009.

12. Dantas A. Brazilian geological knowledge. In: Proceedings of PDAC 2008 Toronto, Ontario, Canada, 3 Mar, 2008, Available from: http://www.pdac.com.br/-2008/noticia16/agamenon.pdf, 2008. – 46 pp.

13. Нікіфоров О. Н. Нові технології вугільної генерації екологічніші за АЄС і ГЕС. – 2006.

14. К вопросу о подземной газификации углей. Журнал «Новости теплоснабжения» № 7, 2005 г., www.ntsn.ru.

15. Повышение эффективности использования энергоресурсов Украины / А.В. Пешко, Н.Г. Белопольский, Д.К. Турченко // Максимальное использование угля – основного энергетического сырья Украины. – К., 2005. – С. 23-29.

16. Язев А.С. Газификация твердого топлива. Конспект.

© В.С. Білецький, Г.І. Гайко

ПРОБЛЕМИ ЗБЕРЕЖЕННЯ КУЛЬТУРНОЇ СПАДЩИНИ ГІРНИКІВ ТА ДОСЛІДЖЕННЯ ІСТОРІЇ ГІРНИЦТВА В УКРАЇНІ

Викладено світовий досвід збереження культурної спадщини гірників та історіографію розвитку гірництва й гірничої науки в Україні. Робиться висновок про необхідність розгортання вже сьогодні на державному рівні роботи по дослідженню та музеєфікації вітчизняних гірничих артефактів, доцільність введення для студентів гірничих спеціальностей дисципліни «Історія гірництва», видання друком лекцій з комплексу геолого-гірничих знань вчених Києво-Могилянської академії XVII ст. Інокентія Гізеля та Феофана Прокоповича.

Изложен мировой опыт сохранения культурного наследства горняков и историографию развития горного дела и горной науки в Украине. Делается вывод о необходимости развертывания уже сегодня на государственном уровне работы по исследованию и музеефикации отечественных горных артефактов, целесообразность введения для студентов горных специальностей дисциплины «История горного дела», издание лекций из комплекса геолого-горных знаний ученых Киево-Могилянской академии XVII ст. Иннокентия Гизеля и Феофана Прокоповича.

World experience of saving cultural heritage of the miners and history of mining development and mining science in Ukraine is presented. The conclusion is made regarding necessity of deployment of already today on a state level the works directed to research of domestic mining artifacts and their keeping in museums, reasonability of introduction of “History of mining” for mining oriented students, printing of the lectures from complex of geological and mining knowledge of the scientists of Kiev-Mogeliansk Academy of the XVII century – Innokentiy Gizel and Feofan Prokopovich.

Світовий досвід

Музеєфікація історичних об’єктів (у т.ч. пам’яток гірництва) як сукупність науково обґрунтованих заходів щодо приведення пам'яток історико-культурної спадщини у стан придатний для екскурсійного відвідування та культурно-освітнього використання є вельми важливою складовою культури, науки і освіти.

Музеєфікація пам’яток гірництва видається нам дуже важливою з огляду на провідну роль гірництва у розвитку технологічних і культурних складових людської цивілізації, його впливу практично на всі сфери життя суспільства. Не випадково

список світової культурної спадщини ЮНЕСКО включає значну кількість гірничих об'єктів минулого (Королівська соляна шахта у Величці, Срібний рудник Раммельсберг, Мідна копальня в Коппарберзі, Римські арругії в Лас-Медулас, Потосі та ін.). Давня історія освоєння підземного простору залишила значну кількість унікальних споруд і пам'яток, які потребують збереження, музефікації та широкого освітнього доступу. Це чудово розуміють у країнах-лідерах сучасного світу, які активно досліджують, вивчають і зберігають історичну спадщину гірництва, будують тактику і стратегію для наступних поколінь на основі досвіду минулого і сьогодення. Для прикладу, у **США** діє цілий ряд музеїв гірничої справи – у штатах Монтана, Арізона, Колорадо, Кентуккі, Мічіган, Нью-Мексико, Вайомінг, Дакота, Міннесота та ін., причому вони мають як універсальний, так і вузькоспеціалізований характер – це музеї мідевидобувної, золоторудної, вугільної і інших промислових галузей.

Не менш значимі численні гірничі музеї у Німеччині, гірники якої протягом століть були добрими вчителями гірничої справи для сусідніх та віддалених країн. Головний – Німецький гірничий музей у Бохумі, розташований у центрі Рура, колись найпотужнішого вугледобувного басейну. Доброї слави зажили гірничий музей у Раммельсбергу, музей Фрайбергської гірничої академії, музей золота в Тьєрні, музей солі в Райхенгаллі, а також політехнічний Німецький музей у Мюнхені. Особливою популярністю користуються шахти-музеї, що включають підземні туристичні траси (таких у Німеччині нараховується більше тридцяти). У країнах Європи гірничі музеї розміщені в осередках колишнього видобувного промислу, здебільшого в історичних гірничо-металургійних центрах. Серед країн-лідерів збереження гірничої спадщини виступають Австрія, Великобританія, Іспанія, Польща, Словаччина, Чехія.

В країнах пострадянського простору можна говорити тільки про початок цього процесу (в один ряд з провідними музеями світу стоїть лише Гірничий музей Санкт-Петербурзького гірничого інституту, який функціонує ще з 1773 р. і нараховує сьогодні близько 230 тис. експонатів). Важко перебільшити внесок гірничих регіонів країн СНД в історію гірництва, у світову гірничу науку та практику. З цим наочно контрастує повна втрата значної частини історичної спадщини гірників минулих часів, знаменитих давніх рудників, підземних споруд, а часом, навіть, самої інформації про їх існування. Стан речей в Україні не набагато кращій, ніж в інших пострадянських країнах. Постійно програючи в захисті історичних досягнень, інформаційному відображенні своїх здобутків, ми втрачаємо інтерес до себе світової спільноти, виглядаємо значно гірше, ніж є. Збереження колосального досвіду, накопиченого минулими поколіннями гірників при освоєнні земних надр, **введення його у науковий та освітній простір** – важливе завдання сучасної гірничої науки та української гірничої спільноти.

Питання музефікації гірництва взагалі і в окремій країні зокрема тісно пов'язане з проблемами вивчення історії гірничої справи, окремих її галузей, проривних винаходів, історії гірничих регіонів, профільних вищих навчальних закладів і їх історичних кафедр, історії провідних гірничих підприємств. Дуже важливо, щоб історико-краєзнавчі дослідження були представлені не тільки рядом статей, монографій, підручників для профільних вищих навчальних закладів, але й фундаментальними працями. Важливими є також компаративні дослідження історії освоєння міне-

ральних ресурсів у різних регіонах земної кулі та країнах світу, зокрема порівняння процесів і динаміки розвитку національної гірничої науки та практики з аналогічними процесами у сусідніх країнах. Своє місце повинні знайти і «вузькі» теми – дослідження історії видобутку окремої корисної копалини в країні, історія історичних копалень тощо. Все це створить необхідний науково-інформаційний базис для освітнього процесу та музефікації та збереження культурної спадщини гірників.

Історіографія розвитку гірництва й гірничої науки в Україні

Якщо західноєвропейські культури, зокрема німецька, вийшли на рівень узагальнюючих фундаментальних видань з гірництва та металургії ще у XVI ст. (А. Магнус, Г. Агрікола, Л. Ерцкер), то східні слов'яни, зокрема українці, підійшли до цього пізніше, під певним впливом досягнень західної культури. Разом з тим, окремі здобутки непересічних особистостей, вчених, здавна були відомі у різних галузях гірничих і дотичних наук. Назвемо тут деякі з них.

Перші відомі роботи вітчизняних вчених з гірництва і наук про Землю та значимі гірничі відкриття

Ізборники Святослава 1073 та 1076 рр. – пам'ятки давньоукраїнського перекладного письменства створені для чернігівського князя Святослава Ярославича, містять перелік і опис багатьох каменів-самоцвітів, ціни на них тощо.

Найстарша згадка, що пов'язана з вітчизняною науковою діяльністю гірничого напрямку, стосується **Швайпольта (Святополка) Фіоля** (1460-1526 рр.), слов'янського першодрукаря, за походженням можливо лемка, який видрукував перші книги тогочасною писемною українською мовою «Тріодь Пісна», «Тріодь Цвітна», «Часословець» і «Осьмогласник» (1491 р., за існуючими версіями у співпраці з давньоукраїнським вченим Юрієм Дрогобичем). Окрім видавничої діяльності, Фіоль займався гірничою механікою й розробляв конструкції гірничих машин. 9 березня 1489 р. він отримав від польського короля Казимира IV привілей (патент) на винайдену ним машину для відкачки води з шахт, яка призначалася для свинцевих копалень в Олькуші. Цей винахід зацікавив видатного гірничого інженера й конструктора гірничих машин Іоанна Турзо (1437-1508 рр.), співвласника промислово-банківської компанії Фуггера-Турзо, яка утворила першу європейську гірничо-металургійну монополію. Факт технічної взаємодії Фіоля з Турзо зафіксовано в краківських архівах і вперше опубліковано у 1922 р. польським істориком Яном Пташніком. До речі, перша слов'янська друкарня Фіоля, що друкувала книги кирилицею, була заснована саме на кошти Турзо.

Друга хронологічно важлива постать у вітчизняній історії наук про землю – **Інокентій Гізель** (бл. 1600 – 1683 рр.). Він першим з відомих професорів Києво-Могилянської Колегії висвітлював у своїх лекціях багато даних з наук про Землю, дотичних до гірництва. Ним була висунута теза про незнищенність речовини, яка отримала подальший розвиток у відомих працях Лавуазьє і Ломоносова.

У 1627 р. в Києві виходить друком «Лексикон славеноросский...» **Памво (Степана) Беринди**, який серед 7 тис. слів містить і терміни, пов'язані з гірництвом, корисними копалинами.

Наступними хронологічно є **праці Феофана Прокоповича – ректора Києво-Могилянської Академії**. XVIII століття було знаменним для розвитку гірничої справи. В Києво-Могилянській академії вже в 1705-1709 рр. вивчалися основи наук про корисні копалини. У книзі ректора Академії Феофана Прокоповича (1681-1736 рр.) *«Про досконалі змішані неживі тіла – метали, камені та інші»* давалися докладні уявлення про смолу і сірку, нафту, бурштин, глини (гончарну, мергелі, білу глину), солі (викопну, морську, джерельну, аміачну, вірменську й купорос). Чи не вперше було сказано про причини професійних захворювань гірників:

«Більшість хвороб, з якими стикаються шахтарі й металурги, походять від сірки й ртуті».

Ф. Прокоповичем розглянуті корисні копалини в каменях і гемах (дорогоцінних каменях). Причому опрацьована їх первинна класифікація. Виділялися камені пористі і густі, прозорі й темні, геми і перли. Описано десятки найвідоміших мінералів; будівельних, дорогоцінних та напівдорогоцінних каменів; специфічних порід: пемза, мармур, магніт, сапфір, гіацинт, сардій, гранат, смарагд, адамант, карбункул, рубін, аметист, опал, топаз, берил, кришталь, яшма та ін.

У становленні гірничого права, виробничих відносин та організації гірничої справи в Україні певну роль відіграли відповідні **Універсали українських гетьманів**. Так, відомо 14 Універсалів І. Мазепи про виділення українській шляхті земель під устаткування рудень, селітряних заводів, ковальських цехів. Збереглися Універсали щодо влаштування рудень гетьманів Д. Многогрішного, І. Самойловича, Г. Гуляницького, військового підскарбія Р. Ракушки та ін.

При цьому цікаво, що землями, млинами, «руднями» часто наділялися як монастирі, так і окремі представники української старшини – українська шляхта. По суті це типовий елемент військово-ленної системи винагородження значимих воїнів і організації господарства країни, застосування якої відоме ще з часів Шумеру, Сасанідської Персії, пізніше – Оттоманської Порти (тімарна система). Так Універсалом від 9 лютого 1688 року Гетьман Іван Мазепа підтверджує маєтності Межигірського монастиря, серед яких є «рудні», Універсалом від 9 травня 1690 р. він дозволяє стародубівському полковнику Михайлові Миклашевському побудувати дві рудні *«для робленя желѣза… при якихъ то рудняхъ… осадити килко десять дворов людей», з яких передбачається брати податки: «звиклие зъ них отбирати пожитки»*. Цікаво й те, що іноді рудні надавалися в посесію. Зацитуємо уривки з Універсалу Івана Мазепи від 26 березня 1701 р. про надання архієпископу чернігівському і новгородському у посесію Неданчицької рудні: *«…Мы прето, гетьман, видячи многое иждивение ку благолѣпию церковному… не одмовляем у чинности, такъ и тую помянутую рудню Неданчицкую и людей при оной живущихъ в зуполную поссесію, моць и владзу зо всѣми з ней приходами и пожитками належачимы, из послушенствомъ тихъ неданчицких людей до гачення греблѣ тамошной в помощъ потребним сим унѣверсалом нашим ствержаемъ и надаемъ под такою кондициею, абы его милость щороку з той своей руднѣ до скарбу войскового казалъ давати дванядцать возков желѣза доброго гнучого, от якой дачи на сей тилко еденъ рокъ его милостей уволняем, з тих мѣрь же направу и на реставрованне оной же руднѣ будетъ его милость кошть свой ложити;» (ЦДІАК України. – Ф.57. – Оп. 1. – Спр. 6. – Арк. 1177/1164)*.

Звільнення підприємства від податку на певний час його становлення (в Універсалі Гетьмана І.Мазепи – один рік) – сучасна звичайна практика. Податок же сплачувався у натуральному вигляді – залізом, причому якісним – «добрим гнучким» (тобто придатним для кування, не холодноламким).

Є свідоцтва про накопичення гірничо-металургійних знань ченцями Києво-Печерської лаври. У 1724 р. лаврою була запроектована перша в Україні доменна мануфактура, яка постала на рудоносних землях Стародубського полку.

Іноземні дослідники

Деякий вплив на формування вітчизняної геологічно-пошукової справи мали розвідувальні експедиції та геологічні дослідження відомих рудознавців та вчених, яких уряд Російської імперії направляв у XVIII ст. на Україну для виявлення родовищ корисних копалин (дослідження Георга Ніксона, Готліба Юнкера, Густава Райзера, Петра Палласа, Самуеля Гмеліна, Н.Г. Ліванова та ін.). На жаль, до утворення сталих форм передачі знань і досвіду (утворення шкіл) справа не дійшла.

Відкриття вугільних родовищ на Донбасі

Винайдення й перші спроби промислового використання вугільних родовищ Донбасу пов'язані з діяльністю управителя Бахмутських соляних промислів, ландрата, шляхтича українсько-польського походження Микити Вепрейського та коменданта Бахмутської фортеці Семена Чиркова у 1721 р. На цей час місцеві ліси практично були вирубані і деревина використана для потреб випарювання солі на Бахмутських та Слов'янських соляних промислах, що спонукало до пошуків інших видів палива. Місцеві мешканці, які вже використовували вугілля в побуті, вказали на місця виходу вугільних пластів на поверхню в районі р. Біленької (с. Городище поблизу Перевальська), а також в балці Скелеватій поблизу р. Лугань. Зібрані зразки кам'яного вугілля і руди були направлені у С.-Петербурґ до Берґ-колегії з метою їх випробування і відповідних аналізів, які вказали на високу якість бахмутського вугілля. У 1723 р. під керівництвом М. Вепрейського та С.Чиркова була розпочата промислова розробка вугільних покладів, що виходили на поверхню (було задіяно більше 200 робітників), але до будівництва шахти справа не дійшла. Для уточнення відомостей щодо віднайденого вугілля з С.-Петербурґа у на Україну були відряджена експедиція О. Ніксона (в складі якої перебував піддячий Г. Капустін), яка прибула до Бахмута наприкінці 1724 р. і підтвердила наявність багатого кам'яного вугілля.

Діяльність К. Гаскойна

Перший суттєвий крок в напрямку системного накопичення, розповсюдження та використання гірничо-геологічних знань в Україні був пов’язаний з будівництвом Луганського ливарного заводу й перших вугільних шахт Лисичанська (1796 р.), яке здійснювалося під керівництвом видатного шотландського гірничого інженера **Карла Гаскойна** та його талановитої команди (А. Пікарон, Т. Ропер, А. Сміт, Г. Шериф та ін.). Гаскойну підпорядковувалися усі розвідувальні експедиції, які в великій кількості організовувалися для вивчення Донбасу (пошук та розробку корис-

них копалин очолював Тимофій Ропер), що сприяло як розвитку всієї гірничої промисловості регіону, так і підготовці перших професійних гірничих кадрів, кузнею яких став Луганський завод. Він сконцентрував у собі велику кількість майстрів з України та Росії. На момент пуску заводу у 1798 р. Гаскойну вдалося зосередити тут 575 «майстрових» та приписати 2080 робітних селян, частина яких отримала гірничі та металургійні професії.

Діяльність братів Ковалевських

У 1827 р. гірничий інженер, виходець з харківської шляхти Євграф Ковалевський, який починав інженерну діяльність на Луганському заводі, виконав перше наукове стратиграфічне і геологічне дослідження Донбасу. Його книга «Геогностическое обозрение Донецкаго горнаго кряжа» (1829 р.) стала справжнім науковим відкриттям Донбасу. Саме Є.П.Ковалевському належать назви «Донецький кряж», «Донецький басейн», від чого згодом було утворено скорочення «Донбас». Прикметно, що дослужившись до посади голови цензурного комітету, а згодом – до міністра освіти Російської Імперії, Євграф Ковалевський не забув свого українського коріння і забезпечив зняття цензурної заборони з «Кобзаря» Т. Шевченка. Родина Ковалевських дала ще одного видатного гірничого інженера і геолога Єгора (брата Євграфа), якого запрошували очолити пошуки корисних копалин володарі Чорногорії, Єгипту та Китаю. Він одним із перших серед Європейців побував у верхів'ях Нілу і мав можливість спостерігати сліди давньоєгипетських розробок золота в Нубії. Єгора Ковалевського можна по праву вважати першим вітчизняним дослідником давньої історії гірництва.

Штейгерська школа у Лисичанську

Значні успіхи в промисловому видобутку вугілля у Лисичому Байраку (впровадження передової техніки, зокрема парових машин; будівництво пристойного селища гірників з небаченою раніше «соціальною сферою»), а також розуміння доброї перспективи розвитку Донбасу сприяли утворенню тут у 1806 р. першого в Україні гірничого училища – зразкової Штейгерської школи, біля витоків якої стояли сподвижники Гаскойна.

Училище користувалося великим авторитетом і повагою у гірників і проіснувало близько півсторіччя. Після деякої перерви Гірничий департамент Російської імперії прийняв рішення у 1872 р. знову відкрити у Лисичанську відомий навчальний заклад. Положення про Лисичанську штейгерську школу було підписано особисто імператором Олександром II. В Положенні (статуті школи) серед іншого визначалася мета закладу:

«…приготовление штейгеров, то есть мастеров рудного дела, для каменноугольной области Донецкой».

Положенням була введена п'ятибальна система оцінювання знань, причому перевести студента на наступний курс можна було при оцінках з загальних дисциплін не менше трьох балів, а з «гірничого мистецтва» та «маркшейдерії» – не менше чотирьох балів. Термін навчання складав 4 роки. За успішне навчання виплачувалася

«казенна стипендія», кращі учні нагороджувалися преміями З'їзду гірничопромисловців.

Для потреб школи було надано просторе приміщення у центрі міста. Дещо пізніше школі була передана лабораторія металургійного заводу з усім обладнанням (вважалося аксіомою, що гірничий спеціаліст повинен розумітися на металургії), а також побудована штольнева шахта для практичних занять. На відкриття Штейгерської школи приїхав відомий винахідник і інженер, директор Гірничого департаменту В.К. Рашет. «Горный журнал» (число від 30 серпня 1873 р.) описав подію відкриття гірничого училища, зокрема відзначивши: «В селищі Лисичанське, де вже здавна існує казенний кам'яновугільний рудник і де останнім часом збудований гірничим відомством доменний завод, відбулася подія, що має велике значення для розвитку гірництва в Донецькому басейні. В цей день відкрито училище... й немає сумніву, що самоуки ... не витримають конкуренції й будуть витіснені вихованцями штейгерської школи».

Набір 1873 р. склав 40 студентів. Викладацький колектив формувався із досвідчених фахівців Луганського гірничого округу, а також з випускників Санкт-Петербурзького гірничого інституту. Згідно з гірничою традицією, Школа мала свою форму для учнів: кашкет, штани, сорочка, піджак, чоботи, шкіряний пояс з бляхою, на якій був гірничий знак – кирка і молоток. Гудзики на парадному костюмі були позолочені і мали вензель «ЛШШ» (Лисичанська Штейгерська Школа). Училище мало свій духовий оркестр, самодіяльний театр, регулярні літературні «вечори».

Про високий рівень підготовки гірників у Лисичанській школі-училищі свідчать запрошення її вихованців не тільки на шахти й рудники України, але й на Кавказ, Урал, Сибір. Схвальну оцінку роботи Штейгерської школи дав Д.І. Менделєєв, який влітку 1888 р. досліджував вугільні родовища у Лисичанську. У статті «Будущая сила, покоящаяся на берегах Донца» (журнал «Северный вестник», 1888 р.) він зокрема писав: «...життя багатьох рудників, які я тут бачив, показало, що Лисичанська штейгерська школа дає той клас практичних діячів, яких взагалі мало випускають наші навчальні заклади». До 1917 р. школа підготувала близько 700 штейгерів, які очолювали на різних рівнях гірничовидобувні підприємства Донбасу, здійснювали інженерне керівництво. Крім широковідомої державної Штейгерської школи у Лисичанську, в 70-х роках XIX ст. були утворені приватні гірничі училища у Кривому Розі (на кошти засновника найпотужнішого рудника С.М. Колачевського) та у Горлівці («Гірниче училище Самуїла Соломоновича Полякова»).

Діяльність О. Поля

У 1866 р., оглядаючи схили Дубової балки (зараз – територія м. Кривий Ріг), дослідник-археолог, краєзнавець і підприємець Олександр Миколайович Поль (1832-1890), нащадок гетьмана П. Полуботка (1660-1723), виявив поклади високоякісної залізної руди. У 1880 р. після ряду лінійованих ним геологічних пошуків О.М. Поль ініціює відкриття акційного товариства «Залізні руди Кривого Рога» і відкриття у 1881 р. Саксаганського рудника. Це був початок розробки залізних руд Кривого Рогу.

Нафтопереробна справа на Західній Україні

Якщо гірництво на східних землях України базувалося здебільшого на металургії та видобутку вугілля, то основний розвиток на західних землях був пов'язаний у другій половині XIX ст. з розробкою нафтових родовищ і технологією буріння свердловин. Нафтові промисловці й компанії, зацікавлені у підвищенні фахових вмінь своїх працівників, організовували (у різних формах) навчання робітників і технічного персоналу, але воно носило локальний, виключно прикладний характер. Серед значних наукових досягнень, викликаних потребами часу, відмітимо знаковий факт співробітництва у сфері переробки нафти та використання світлих нафтопродуктів, який належить українській і польській культурам. У 1852 р. львівський аптекар **Петро Миколяш** доручив своїм досвідченим фармацевтам **Ігнату Лукасевичу та Іванові Зеху** розробити метод очищення нафти. Їх спільна праця була успішною. У 1853 р. Австрійське цісарське бюро патентів видало Іванові Зеху привілей (патент) на запропонований спосіб очищення нафтових дистилятів. Вперше створений гас відкрив нову сторінку в історії техніки, як пальне для освітлення, а згодом – моторне паливо. Майстер-бляхар Адам Братковський виготовив першу лампу для використання одержуваного гасу Зеха.

НТШ

Розвитку природничих наук, української наукової термінології в галузі наук про Землю, сприяло створення у 1873 р. **Наукового Товариства ім. Шевченка (НТШ)** – по суті першої української академії наук. У фундаментальній 11-томній праці «Енциклопедія українознавства» (1955-1984 рр.) науковці НТШ вперше дали енциклопедичний опис основних корисних копалин України, історії їх освоєння; геологічних, гірничотехнічних та економічних покажчиків основних басейнів та родовищ, а також багатьох технічних термінів, пов'язаних з розробкою корисних копалин.

Відкриття Катеринославського вищого гірничого училища

Центральною подією становлення гірничої освіти та науки в Україні було відкриття у 1899 р. Катеринославського вищого гірничого училища, відомого сьогодні як Національний гірничий університет (м. Дніпропетровськ). Цікавою особливістю виникнення цього провідного навчального закладу було те, що відкритий він був за рішенням XXI з'їзду гірничопромисловців Півдня Росії (1896 р.) і, значною мірою, на кошти підприємців-меценатів (в першу чергу – українського промисловця й банкіра Олексія Алчевського).

Центром створення таких «технічних сил» і мало стати Катеринославське вище училище, тим більше, що розташовувалося воно в центрі багатих мінеральних «провінцій» України: донецького вугілля, криворізького заліза, бахмутської солі, микитівської ртуті, нікопольського марганцю.

12 жовтня 1899 р. у Потьомкінському палаці була проведена церемонія відкриття Катеринославського вищого гірничого училища. Першим його директором був призначений гірничий інженер С. М. Сучков (1899-1908), а другим – професор геології М. Й. Лебедєв. Вище гірниче училище спочатку мало два відділення – гір-

ниче і заводське. В училищі були створені бібліотека з двома відділами, мінералогічний музей, хімічна, механічна і пробірна лабораторії, кабінети з кожної дисципліни. 25 травня 1903 р. імператор Микола II затвердив постанову Державної Ради про термін навчання в КВГУ – 4 роки та присвоєння випускникам звання гірничого інженера. 19 червня 1912 р. Державна Дума прийняла Закон про перетворення КВГУ на Катеринославський гірничий інститут (з 1 липня 1912 р). Його першим ректором став той же М.Й. Лебедєв. У 1912 р. кількість викладачів КГІ складала 44 чол., з них 14 професорів, набір студентів складав 700-800 осіб.

Дніпропетровський гірничий інститут – Гірнича Академія – Національний гірничий університет

У 1918 р. були відкриті маркшейдерське і геологорозвідувальне відділення. У цей же рік інститут одержав право присуджувати вчений ступінь через публічний захист наукових дисертації. У 1921 р. створено механічний факультет з двома відділеннями – гірничозаводським і електромеханічним. До свого 25-річного ювілею Катеринославський гірничий інститут мав кілька власних будівель, 35 кабінетів і лабораторій, 2 бібліотеки. Працювали в інституті 69 викладачів. Інститут мав три факультети: гірничий (з гірничим і геологічним відділенням); металургійний, гірничомеханічний (з відділеннями механічним і електротехнічним). У 1926 р. на металургійному факультеті було створено хіміко-технологічне відділення для підготовки інженерів-коксохіміків. З 1930 р. гірничий інститут став готувати інженерні кадри тільки для гірничої промисловості та геологорозвідувальних робіт (металургійний факультет виділився в окремий інститут).

Головними, майже сакральними для студентів помешканнями інституту були два кабінети гірничого мистецтва, кожним з яких завідували славнозвісні професори **О.М. Терпигорев та М.М. Протодьяконов** (пізніше їх заступили **Л.Д. Шевяков та І.С. Новосільцев**). Саме тут проходили основні стадії «чарівного» перетворення звичайного студента на гірничого інженера. Кабінети містили усі необхідні «атрибути» для цього довготривалого дійства: предмети рудничного обладнання й гірничого інструментарію, різноманітні прилади, моделі, креслення, демонстраційні плакати, унікальні книги та журнали. В цих кабінетах проходило не тільки навчання, але й наукова робота, видатні результати якої ставали відомі на теренах усієї Російської імперії, а також отримали широке світове визнання.

Серед найбільших наукових досягнень перших десятиріч діяльності КГІ слід відзначити застосування аналітичних методів для вирішення задач розкриття й вибору систем розробки вугільних родовищ (наукові школи О.М. Терпигорева та Л.Д. Шевякова); науковий напрямок механізації гірничих робіт (О.М. Терпигорев, Л.І. Барон, О.В. Топчієв, О.А. Співаковський); теорія гірського тиску, аналітичний метод визначення його величини та основи проектування кріплення (М.М. Протодьяконов); кількісна характеристика гірських порід, шкала відносної міцності порід та коефіцієнт міцності (М.М. Протодьяконов); використання теорії пружності для визначення гірничого тиску навколо гірничих виробок (О.М. Динник) та ін.

Сьогодні Національний гірничий університет являє собою один із найпотужніших у світі закладів вищої гірничої освіти та науки.

Макіївська гірничорятувальна станція

Одним із важливих кроків наукового дослідження проблем безпеки гірничих підприємств стало утворення на початку XX ст. Макіївської гірничорятувальної станції, яка досліджувала технологію кріплення виробок, вентиляції копалень та боротьбу з пожежами в рудниках. Незадовільний стан гірничорятувальної справи і безпеки підземних робіт вимагав від промисловців конкретних дій, що знайшло своє відображення в рішеннях з'їздів гірничопромисловців Півдня Росії про відкриття спеціальних станцій у Юзівсько-Макіївському районі. Для вирішення проблеми були виділені значні приватні кошти. З метою ознайомлення із світовим досвідом організації гірничорятувальної справи у Німеччину та Австрію були відряджені здібні гірничі інженери. У 1907 р. у м. Макіївці почала працювати рятувальна станція і невелика науково-дослідна лабораторія. Першим керівником Макіївської гірничорятувальної станції був гірничий інженер Д. Г. Левицький. З 1916 р. станцію очолив гірничий інженер **М.М. Черницин**. Плідна науково-практична діяльність цих вчених заклала підвалини гірничорятувальної справи на теренах усієї Російської імперії. У 1927 р. Макіївську гірничорятувальну станцію перетворено у Макіївський науково-дослідний інститут з безпеки робіт у гірничій промисловості. До 1917 р. на кошти гірничопромисловців були засновані ще сім гірничорятувальних станцій, які забезпечували контроль основних показників безпеки робіт та рятували гірників у випадках пожеж, вибухів, затоплень, обвалень порід.

В.І. Вернадський. Інститути НАН України

Значний вклад у розвиток наукових досліджень, пов'язаних з гірництвом, внесли інститути Національної академії наук України. Пам'ятаючи античну максиму «початок – половина від цілого», згадаємо ім'я засновника і першого президента Української академії наук (1918 р.) **Володимира Івановича Вернадського**. Науковий шлях видатного вітчизняного природодослідника й ученого-енциклопедиста значною мірою був дотичний до гірничих наук, генерував нові ідеї «на стиках» гірничих наук з природничими. Мінералогія, кристалографія, геохімія, радіогеологія, вчення про біосферу та ноосферу – ось ті галузі знань, межі яких значно розширив український вчений. Він розглядав людину як природну частину біосфери, а її діяльність – як найважливіший геологічний фактор. Вернадський започаткував дослідження історії гірничо-геологічних знань, читав відповідний курс у Московському університеті, надавав великого значення історії науки і техніки.

Доробок початку XXI ст.

Сьогодні в Україні існує розвинена гірничо-видобувна галузь, гірничі науки викладаються і вивчаються у Національній гірничій академії, Донецькому, Криворізькому та Донбаському (м. Алчевськ) університетах, діє ряд науково-дослідних, зокрема академічних профільних інститутів, діє декілька громадських фахових академій, зокрема Гірнича академій України, Українська нафтогазова академія.

Серед українських фундаментальних видань останніх років – тритомний «Гірничий енциклопедичний словник» (2001, 2002, 2004 рр.) і «Мала гірнича енциклопе-

дія» (2004, 2007 рр.) – ініціатор і керівник цих проектів В.С.Білецький, Бібліотека гірничого інженера в 14 томах (В.Ф. Бизов і співавт., 2000-2004 рр.), шеститомний Атлас нафтогазоносних провінцій України» (колектив авторів, Українська нафтогазова академія, 1999 р.), монографія «Металічні і неметалічні корисні копалини України» Д.С.Гурський і співав., 2005 р.), двотомний «Тлумачно-термінологічний словник з нафти і газу» (2004-2006 рр., В.С.Бойко), ряд базисних видань з техніки і технології буріння свердловин (Р.С. Яремійчук), мінералогії (В.І. Павлишин), геології (Л.С. Галецький), підземної технології видобутку (В.І. Бондаренко), відкритої розробки (А.Ю. Дриженко) та ін. Крім того, значну термінологічну роботу виконано у НДІ гірничої механіки імені М. М. Федорова (І.Г. Манець).

Висвітленню історії гірництва в Україні присвячено ряд видань, зокрема Г.І.Гайка, В.С.Білецького, Ю.Г. Вілкула та ін. На особливу увагу заслуговують видання: «Хронологія гірництва в країнах світу» (2006 р.), «Гірництво й підземні споруди в Україні та Польщі» (2009 р.), «Криворізький залізорудний басейн» (2006 р.), «История освоения земных недр» (2009 р.).

Висновки

1. Потужний і багатовіковий розвиток української гірничої науки і практики безсумнівно потребує вже сьогодні розгортання відповідної за масштабами і професіоналізмом роботи по дослідженню та музеєфікації вітчизняних гірничих артефактів. Ця робота потребує наукового забезпечення і фінансової підтримки державою.

2. Бачиться доцільним введення для студентів гірничих спеціальностей дисципліни «Історія гірництва» та підготовка відповідного підручника. Даний предмет здатен інтегрувати багатовекторний розвиток гірництва у єдину систему, збудити зацікавленість студента майбутньою професією, підвищити мотивацію праці, сприятиме відродженню гірничих традицій та корпоративної культури.

3. Серед першочергових завдань в галузі історії вітчизняних наук про землю і гірництва бачиться укладання і випуск друком на базі праць вчених Києво-Могилянської академії XVII ст. Інокентія Гізеля та Феофана Прокоповича *«Трактату про камені та ґеми»* – по суті першої вітчизняної книги з комплексу геолого-гірничих знань.

ПОЗДРАВЛЯЕМ

ПИВНЯК ГЕННАДИЙ ГРИГОРЬЕВИЧ
(к 70-летию со дня рождения)

Родился 23 октября 1940 г. в г. Александрия Кировоградской области. Закончил в 1963 г. Днепропетровский горный институт (сегодня – Национальный горный университет) по специальности горный инженер-электромеханик. С 1963 г. и доныне – в НГУ. Ректор (1982 г.), заведующий кафедрой систем электроснабжения (1976 г.). Кандидат технических наук (1967 г.), доктор технических наук (1981 г.), доцент (1970 г.), профессор (1983 г.), член-корреспондент НАН Украины (1992 г.), академик НАН Украины (1997 г.).

Известный ученый в области электроэнергетики. Основатель научной школы горной и металлургической электроэнергетики. Создал общую теорию, принципы построения и методы синтеза мощных систем электромагнитной передачи энергии повышенной частоты. Его фундаментальные исследования позволили внедрить в производство новейшие электротехнологии для горно-металлургической и машиностроительной промышленности, источники питания для электропривода, транспорта и потребителей с особым характером нагрузки.

Научные исследования признаны в Украине и за рубежом. Они направлены на утверждение инновационной, экологически безопасной модели развития ключевых секторов экономики страны. С участием Г.Г. Пивняка в НГУ созданы современные инновационные структуры: Научно-образовательный центр (НОЦ) как грант США, Научно-учебный центр как грант МОН, кафедры и лаборатории, институты (совместно с НАН и НАПН Украины), бизнес-инкубатор, учебно-научно-производственные комплексы по проблемам энергетики, безопасности, инфокоммуникаций, угля и машиностроения при поддержке бизнеса. На базе горного университета действуют Днепропетровский центр научного парка «Киевская политехника», Международный университет ресурсов (IUR), Международный центр инженерной педагогики.

Автор двух научных открытий, свыше 500 опубликованных в Украине и за рубежом научных трудов, в т.ч. 34 монографий, 13 учебников и 19 учебных пособий, 94 изобретений и патентов. Научные статьи и доклады напечатаны также за рубежом, в признанных международных изданиях США, Канады, Германии, Великобритании, Польши. Под его руководством подготовлены и защищены 18 докторских и 29 кандидатских диссертаций.

Академик Г.Г. Пивняк – признанный в мире ученый, генератор неординарных идей, талантливый педагог и организатор масштабных и актуальных научных исследований. Рядом с ним всегда студенты, аспиранты, докторанты. Сотрудничает с ведущими зарубежными электроэнергетическими компаниями и научно-образовательными центрами. В настоящий момент Национальный горный университет имеет устойчивые связи с более 100 зарубежными партнерами из 40 стран Европы, Азии, Америки.

Г.Г. Пивняк – член Комитета по Государственным премиям Украины в области науки и техники, Всемирного горного конгресса и Европейского содружества по инженерному образованию (IGIP), эксперт Комитета ЕЭК ООН, член бюро Отделения физико-технических проблем энергетики НАН Украины, председатель экспертного совета ВАК Украины, вице-президент Союза ректоров вузов Украины, член редколлегий ведущих журналов, в том числе «Техническая электродинамика», «Уголь Украины», «Горный журнал», член организационных комитетов международных научно-технических конференций по проблемам электроэнергетики и экосистем (Швейцария, Германия, Великобритания, Бразилия, США, Канада). Профессиональная научная деятельность, общественная работа Г.Г. Пивняка ориентированы на утверждение и укрепление современного демократического общества в Украине, рост ее международного авторитета.

Почетный доктор ТУ «Краковская горно-металлургическая академия» (Польша), ТУ «Фрайбергская горная академия» (Германия) и Московского государственного горного университета (Россия). Дважды лауреат Государственной премии Украины в области науки и техники (1998, 2005 гг.), лауреат премии НАН Украины им. С.А. Лебедева (1996 г.), заслуженный деятель науки и техники Украины (1990 г.), заслуженный работник нефтяной и газовой промышленности Польши (1994 г.), заслуженный профессор НГУ, лауреат премии НГУ в области образования и науки (2002 г.).

Имеет награды: ордена Знак Почета (1981 г.), Трудового Красного Знамени (1986 г.), Князя Ярослава Мудрого V (1999 г.) и IV (2004 г.) степеней, Почетную грамоту Кабинета Министров Украины (1999 г.), Почетную грамоту Верховной Рады Украины (2003 г.), медаль «За успехи в учебе и воспитании молодежи» (1998 г., Польша), знак МОН Украины «За научные достижения» (2007 г.), знак отличия НАН Украины «За научные достижения (2009 г.).

Участники Школы подземной разработки, коллеги по работе, ученики, инженерно-технические работники горнодобывающих предприятий поздравляют Геннадия Григорьевича с юбилеем, желают ему крепкого здоровья, долгих лет жизни и дальнейших творческих успехов.

ОКАЛЕЛОВ ВАСИЛИЙ НИКОЛАЕВИЧ
(к 60-летию со дня рождения)

В январе исполнилось 60 лет кандидату технических наук, доценту, первому проректору Донбасского государственного технического университета Окалелову Василию Николаевичу.

Свою деятельность он начал с электрослесаря. В 1973 г. с отличием закончил Коммунарский горно-металлургический институт и поступил в очную аспирантуру этого же института на кафедру разработки месторождений полезных ископаемых. В 1978 г. защитил кандидатскую диссертацию. В 1980 г. ему присвоено ученое звание доцента.

За время работы в КГМИ (ДонГТУ) он прошел путь от младшего научного сотрудника НИСа до первого проректора, работал заместителем декана горного факультета, деканом, проректором по научной работе.

Окалелов В.Н. опубликовал более 120 научных работ, среди них 23 авторских свидетельства и патентов на изобретение, один отраслевой нормативный документ, утвержденный Минуглепромом СССР, который посвящен выбору рациональных способов и средств крепления очистных забоев пологопадающих пластов Донбасса.

Длительный период времени его научная деятельность была посвящена разработке методологии проектирования оптимальных сетей горных выработок угольных шахт. По результатам выполненных исследований им подготовлена и защищена в мае 2010 г. докторская диссертация. Ее внедрение в производство дало весомый фактический экономический эффект за счет существенного сокращения протяженности проводимых и поддерживаемых выработок.

За личный вклад в подготовку специалистов для угольной промышленности, активную научную и изобретательскую деятельность в области разработки полезных ископаемых Окалелов В.Н. награжден знаком «Шахтерская слава» I, II, III степени и «Шахтерская доблесть» II и III степени. Он является «Изобретателем СССР» и «Відмінником освіти України».

Друзья и коллеги сердечно поздравляют юбиляра и желают ему крепкого здоровья и дальнейших творческих успехов.

ВИВЧАРЕНКО АЛЕКСАНДР ВАСИЛЬЕВИЧ
(к 50-летию со дня рождения)

В январе исполнилось 50 лет техническому директору ОАО «Павлоградуголь» Александру Васильевичу Вивчаренко.

Родился Александр Васильевич 01.01.1960 г. в с. Каменные Потоки Кременчугского района Полтавской области.

Многолетняя трудовая деятельность Вивчаренко А.В. неразрывно связана с горными предприятиями Днепропетровской и Луганской областей.

С мая 1983 по февраль 1992 гг. – работа электрослесарем подземным и горнорабочим очистного забоя ГОАО «Шахта «Степная» ГХК «Павлоградуголь».

С февраля 1992 по декабрь 1993 гг. – подземный начальник смены ГОАО «Шахта «Степная» ГХК «Павлоградуголь».

С декабря 1993 по февраль 1994 гг. – помощник начальника участка ГОАО «Шахта «Степная» ГХК «Павлоградуголь».

С февраля 1994 по апрель 1997 гг. – заместитель главного инженера по производству ГОАО «Шахта «Степная» ГХК «Павлоградуголь».

С апреля 1997 по ноябрь 2001 гг. – главный инженер по производству ГОАО «Шахта «Степная» ГХК «Павлоградуголь».

С ноября 2001 по июнь 2002 гг. – директор-председатель правления ГОАО «Шахта «Степная» ГХК «Павлоградуголь».

С июня 2002 по ноябрь 2003 гг. – технический директор-главный инженер-первый заместитель генерального директора ГХК «Павлоградуголь» Минтопэнерго Украины.

С ноября 2003 по декабрь 2003 г. – и.о. генерального директора-председателя правления ГХК «Павлоградуголь».

С декабря 2003 по июль 2004 гг. – генеральный директор-председатель правления ГХК «Павлоградуголь».

С июля 2004 по июль 2006 гг. – технический директор-первый заместитель генерального директора ОАО ГХК «Павлоградуголь».

С июля 2006 по сентябрь 2006 г. – технический директор ОАО ГХК «Павлоградуголь».

С сентября 2006 по август 2007 гг. – и.о. генерального директора ЧП «Ровенькиантрацит».

С сентября 2007 г. – технический директор ОАО «Павлоградуголь».

Менеджмент и специалисты угольной отрасли знают Александра Васильевича как специалиста высокой эрудиции, руководителя инженерного корпуса ОАО «Павлоградуголь», которому присущи организованность и практичность, доброта и человечность, умение опекаться проблемами каждого.

За личный вклад в развитие угольной промышленности Украины Вивчаренко А.В. имеет почетное звание «Заслуженный шахтер Украины» и является кавалером знаков «Шахтерская слава» и «Шахтерская доблесть».

Многочисленные представители Школы подземной разработки и коллеги сердечно поздравляют юбиляра и желают ему крепкого здоровья и дальнейших творческих успехов.

ФУРМАН АЛЕКСАНДР ИВАНОВИЧ
(к 55-летию со дня рождения)

21 сентября исполнится 55 лет председателю правления – генеральному директору закрытого акционерного общества «Запорожский железорудный комбинат».

В горнорудной промышленности работает с 1992 года, занимая последовательно должности по служебной лестнице, связанной с экономической деятельностью предприятия.

Имея высшее образование и занимая высокую руководящую должность, в 2000 году закончил экстерном Национальный горный университет по специальности «Разработка месторождений полезных ископаемых» с присвоением квалификации «горный инженер».

Александр Иванович руководит одним из крупнейших предприятий горно-металлургического комплекса. ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» использует самые передовые технологии добычи железной руды, широко применяемые в ЮАР, Швеции, США. Добыча руды ведется камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. При этом на всех технологических операциях используются самоходные комплексы зарубежного производства. Благодаря этому снижается трудоемкость горных работ, повышается безопасность и производительность труда (более чем в 4 раза)

Награжден почетным званием «Заслуженный работник промышленности», орденами «За заслуги» и «Георгия Победоносца».

Друзья и коллеги сердечно поздравляют юбиляра – выпускника НГУ и желают ему крепкого здоровья и дальнейших творческих успехов.

ЗУБКО АНДРЕЙ НИКОЛАЕВИЧ
(к 50-летию со дня рождения)

Родился Андрей Николаевич 11 сентября 1960 года в Свердловской области. В 1982 году окончил Днепропетровский горный институт им. Артема по специальности «Технология комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых».

На протяжении трудовой деятельности занимал должности: горный мастер, начальник участка добычных работ, заместитель главного инженера шахты, начальник шахты «Проходческая». С 2003 года технический директор ЗАО «Запорожский железорудный комбинат».

Зубко А.Н. награжден орденом «За заслуги».

Многочисленные представители Школы подземной разработки и коллеги сердечно поздравляют юбиляра и желают ему крепкого здоровья и творческих успехов.

Министерство образования и науки Украины

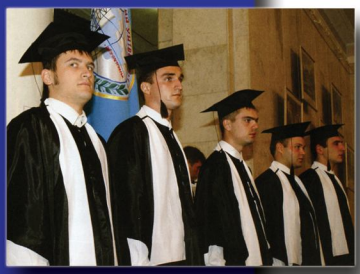
Национальный горный университет

Кафедра подземной разработки месторождений

Основана в 1900 году.

На протяжении 110 лет готовит специалистов по разработке угольных, рудных и нерудных месторождений подземным способом.

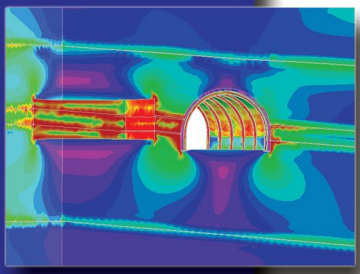
Сегодня на кафедре работают 10 профессоров, 16 доцентов и 11 ассистентов.



Кафедра ведет подготовку будущих горных инженеров по специальности:

Разработка месторождений полезных ископаемых

и специализациям:



- ***подземная разработка пластовых месторождений;***
- ***подземная разработка рудных месторождений;***
- ***информационные технологии в горном производстве;***
- ***менеджмент в горном производстве;***
- ***подземная разработка месторождений полезных ископаемых с углубленным изучением английского языка.***

Адрес: 49005, Украина, г. Днепропетровск, пр. К. Маркса, 19

Интернет: http://nmu.org.ua, http://msu.org.ua

Эл. почта: v_domna@yahoo.com, olga.malova@yahoo.com

Реквізити в гривнях:
НДІ гірничих проблем АІН України,
код 20202852
Адреса: 49050, м. Дніпропетровськ,
пр. Гагаріна, 105/44
Поточний рахунок : 26002085000164
Харківська обласна філія АКБ «Укрсоцбанк»
м. Харків,
МФО 351016

Requisites in Euro:
CORRESPONDENT BANK: SWIFT: DEUTDEFF
DEUTSCHE BANK
FRANKFURT \ DEUTDEFF, EUR

BENEFICIARIES BANK: K/acc 0094986271000
UKRSOTSBANK KIEV SWIFT: UKRSUAUX

BENEFICIARY: № 26002085000164
Science research Institute of mining problems
AES of Ukraine 49050, DNEPROPETROVSK,
GAGARIN av, 105/44
HARKIV UKRSOTSBANK CODE BANK 351016

Реквизиты в российских рублях:
НИИ горных проблем АИН Украины,
код 20202852
Адрес: 49050, г. Днепропетровск,
пр. Гагарина, 105/44

РЕКВИЗИТЫ БАНКА КОРРЕСПОНДЕНТА:
БИК 044525225. № 30101810400000000225
СБЕРЕГАТЕЛЬНЫЙ БАНК РФ г. Москва
ИНН 7707083893 ОКПО 00032537
Код ОКОНХ – 96130.

КОРСЧЕТ БАНКА ПЕРЕВОДОПОЛУЧАТЕЛЯ:
№ 30111810300000000230
АКБ «Укрсоцбанк» Украина Киев.

РЕКВИЗИТЫ ПЕРЕВОДОПОЛУЧАТЕЛЯ:
№ счета 26002085000164
НИИ горных проблем АИН Украины
49050, г. Днепропетровск, пр. Гагарина, 105/44
Харьковский областной филиал АКБ
«Укрсоцбанк» МФО 351016
КОД БАНКА 09351014

Приглашаем Вас принять участие в V Международной научно-практической конференции: «Школа подземной разработки - 2011», которая будет проходить со 02 по 08 октября 2011 года

Адрес организационного комитета:
Кафедра подземной разработки,
Национальный горный университет,
проспект им. К. Маркса,19,
Днепропетровск, Украина 49005
Тел./факс +38 (056) 374-21-84
+38 (0562) 47-14-72
+38 (0562) 46-90-47

Эл. почта: vvlapko@mail.ru
Интернет: http://www.msu.org.ua

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Агафонов Александр Васильевич	директор проектного и научно-исследовательского центра ЗАО «Донецксталь-металлургический завод», доктор технических наук (г. Донецк)
Андреев Максим Николаевич	аспирант кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Санкт-Петербургского государственного горного института (технический университет)
Антощенко Николай Иванович	мэр г. Красный Луч, доктор технических наук, профессор кафедры охраны труда Донбасского государственного технического университета
Билецкий Владимир Стефанович	доктор технических наук, профессор Донецкого национального технического университета
Богатырев Юрий Леонидович	директор НПФ ООО «Датос ЛТД» (г. Киев)
Богуславский Эмиль Иосифович	доктор технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Санкт-Петербургского государственного горного института (технический университет)
Боднарь Андрей Анатольевич	заведующий отделом ЗАО «Донецксталь-металлургический завод»
Бондаренко Владимир Ильич	заведующий кафедрой подземной разработки месторождений Национального горного университета (НГУ), доктор технических наук, профессор, Заслуженный деятель науки и техники Украины (г. Днепропетровск)
Бруй Анна Валерьевна	доцент кафедры маркшейдерии НГУ
Бубунец Юрий Владимирович	инженер, ассистент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Бузило Владимир Иванович	декан горного факультета НГУ, доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ

Васильев Виталий Евгеньевич	директор шахты «Белореченская»
Вивчаренко Александр Васильевич	технический директор ОАО «Павлоградуголь»
Вилянский Андрей Владимирович	ассистент кафедры менеджмента организаций НГУ
Гайдай Александр Анатольевич	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Гайко Геннадий Иванович	доктор технических наук, профессор Донбасского государственного технического университета
Голинько Василий Иванович	заведующий кафедрой аэрологии и охраны труда НГУ, доктор технических наук, профессор
Горовая Алла Ивановна	заведующая кафедрой экологии НГУ, доктор биологических наук, профессор
Грядущий Юрий Борисович	технический директор «Донбасского Индустриального Союза», доктор технических наук
Гребенкин Сергей Семенович	доктор технических наук, профессор, г.н.с. Донбасского научно-исследовательского и проектно-конструкторского угольного института
Гребенкина Александра Сергеевна	доцент Донецкого национального технического университета
Демченко Юрий Иванович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Демченко Сергей Иванович	главный механик ГП «Свердловантрацит»
Денисов Сергей Леонидович	ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Долгопятенко Светлана Ивановна	инженер, ассистент кафедры высшей математики Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Дычковский Роман Емельянович	заместитель проректора по научной работе НГУ, кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ

Дяченко Андрей Павлович	заместитель генерального директора по производственным вопросам ГП «Львовуголь»
Дьячков Павел Анатольевич	ассистент кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Жупиев Александр Леонидович	старший преподаватель кафедры горных машин и инжиниринга НГУ
Ильяшов Михаил Александрович	первый заместитель генерального директора ЗАО «Донецксталь-металлургический завод», доктор технических наук, профессор (г. Донецк)
Заболотный Константин Сергеевич	доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и инжиниринга НГУ
Кириченко Владимир Яковлевич	директор Западно-Донбасского научно-производственного центра «Геомеханика», кандидат технических наук, Лауреат Государственной премии в области науки и техники
Клец Анатолий Павлович	кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института геотехнической механики АН Украины (г. Днепропетровск)
Ковалевская Ирина Анатольевна	доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Коваль Александр Иванович	генеральный директор ГП «Свердловантрацит», кандидат технических наук
Козлов Алексей Анатольевич	директор ООО «Краснолиманское»
Кольцов Игорь Борисович	заместитель директора Института заочно-дистанционного образования НГУ, ассистент кафедры систем электроснабжения НГУ
Корж Павел Петрович	народный депутат Украины, кандидат технических наук
Коровяка Евгений Анатольевич	кандидат технических наук, доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Котляров Александр Константинович	кандидат технических наук, главный научный сотрудник НПО «Красный металлист» (г. Конотоп)

Кочерга Виктор Николаевич	заведующий лабораторией Макеевского научно-исследовательского института, кандидат технических наук
Кошка Александр Григорьевич	заведующий отделом аспирантуры и докторантуры НГУ, кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Кошка Дмитрий Александрович	магистр НГУ
Кровяк Анджей	доктор экономических наук, профессор Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Кузьменко Александр Михайлович	доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Кулина Светлана Львовна	соискатель кафедры экологии НГУ
Лебедев Яков Яковлевич	кандидат технических наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Лозинский Василий Григорьевич	магистр НГУ
Лукаш Н.Н.	Криворожский технический университет
Малеев Николай Владимирович	начальник ГП «Донецкий экспертно-технический центр Национального научно-исследовательского института промышленной безопасности и охраны труда», кандидат технических наук
Мальцев Дмитрий Валерьевич	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», кандидат технических наук
Муха Олег Анатольевич	заместитель декана горного факультета НГУ, доцент кафедры аэрологии и охраны труда, кандидат технических наук
Медяник Юрий Алексеевич	горный инженер, ведущий специалист ГП «Торезантрацит»

Медяник Владимир Юрьевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Морозова Татьяна Ивановна	старший преподаватель кафедры иностранных языков НГУ
Наливайко Ярослав Михайлович	заместитель генерального директора ГП «Львовуголь», кандидат технических наук
Никонец Виктор Ильич	проректор по научной работе Никопольского экономического университета, доктор технических наук, профессор
Новикова Елена Александровна	аспирант кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Овчинников Николай Павлович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Окалелов Василий Николаевич	первый проректор Донбасского государственного технического университета, доктор технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых (г. Алчевск)
Осипова Татьяна Викторовна	студентка гр. ГИ-08-1 НГУ
Павличенко Артем Владимирович	кандидат биологических наук, доцент кафедры экологии НГУ
Паваленко Ольга Викторовна	аспирант кафедры экономики предприятия НГУ
Павлыш Владимир Николаевич	заведующий кафедрой прикладной и вычислительной математики Донецкого национального технического университета, профессор, доктор технических наук
Павлов Валерий Иванович	кандидат технических наук, доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Панченко Александр Александрович	студент горного факультета НГУ
Панченко Елена Владимировна	кандидат технических наук, доцент кафедры горных машин и инжиниринга НГУ

Панченко Виктор Иванович	доцент кафедры электрических машин НГУ
Петлеваный Михаил Владимирович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Подлипенская Лидия Евгеньевна	кандидат технических наук, доцент кафедры высшей математики Донбасского государственного технического университета (г. Алчевск)
Почепов Виктор Николаевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Пугач Иван Иванович	кандидат технических наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Райва Сильвестр	кандидат технических наук, старший научный сотрудник Главного института горного дела (г. Катовице, Польша)
Ромащин Евгений Викторович	директор НПК «Горные машины» (г. Донецк)
Рябичев Виктор Дронович	генеральный директор ГП «Луганскуглереструктуризация» (г. Стаханов), декан факультета горного дела и транспорта Восточноукраинского национального университета им. В. Даля, доктор технических наук, профессор (г. Антрацит)
Рыбалко Анатолий Яковлевич	директор Института заочно-дистанционного образования НГУ, кандидат технических наук профессор кафедры систем электроснабжения НГУ
Русских Владислав Васильевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Савельева Тамара Степановна	кандидат технических наук, доцент кафедры основ конструирования механизмов и машин НГУ
Савельев Владимир Андреевич	старший преподаватель кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ
Саик Павел Богданович	магистр НГУ

Салеев Ильдар Азизюляевич	директор Дирекции стратегии и инвестиций НПК «Горные машины» (г. Донецк)
Салли Сергей Владимирович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Свистун Руслан Николаевич	директор ООО «Мокрянский каменный карьер №3» (г. Запорожье)
Сердюк Владимир Петрович	доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Симанович Геннадий Анатольевич	доктор технических наук, профессор кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Сулаев Виктор Иванович	заместитель директора Института заочно-дистанционного образования, кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Сятковский Сергей Леонидович	директор Краснолучского филиала, доцент кафедры охраны труда Донбасского государственного технического университета, кандидат технических наук
Тарадай Виктор Иванович	консультант по вопросам энергетики, энергосбережения и промышленной безопасности ЗАО «Консультационная компания «Энергетический консалтинг», кандидат технических наук, доцент (г. Киев)
Тимошенко Евгений Викторович	аспирант кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Тимощук Василий Ипполитович	кандидат технических наук, доцент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ
Тишков Владимир Владимирович	ассистент кафедры гидрогеологии и инженерной геологии НГУ
Тищенко Павел Владимирович	председатель правления ЗАО «Консультационная компания «Энергетический консалтинг»
Токарь Лариса Александровна	преподаватель кафедры иностранных языков НГУ

Топчий Сергей Евгеньевич	начальник ГП «Луганский экспертно-технический центр», кандидат технических наук
Улицкий Олег Андреевич	главный специалист Министерства угольной промышленности Украины, кандидат технических наук
Усатый Владимир Юрьевич	директор по производству ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Фальштынский Владимир Сергеевич	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Филатьев Михаил Владимирович	аспирант Донбасского государственного технического университета
Фомичева Людмила Яковлевна	кандидат технических наук, профессор кафедры высшей математики НГУ
Фомичев Вадим Владимирович	кандидат технических наук, доцент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Федоренко Эдуард Аркадьевич	кандидат технических наук, доцент кафедры транспортных систем и технологий НГУ
Фрундин Владимир Ефимович	кандидат технических наук, доцент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Фурман Александр Иванович	председатель правления – генеральный директор ЗАО «Запорожский железорудный комбинат»
Халимендик Юрий Михайлович	заведующий кафедрой маркшейдерии НГУ, доктор технических наук, профессор
Халимендик Владимир Юрьевич	инженер-конструктор ОАО «Механик» (г. Донецк)
Хейло Александр Валерьевич	заместитель директора ООО «Краснолиманское»
Чередниченко Юрий Яковлевич	Первый заместитель Министра угольной промышленности Украины
Черватюк Виктор Григорьевич	директор Дирекции по перспективному развитию ОАО «Павлоградуголь», кандидат технических наук

Чирок Алексей Петрович	преподаватель ГВУЗ «Краснолучский горнопромышленный колледж», кандидат технических наук
Чернуха Леонид Иванович	старший лаборант кафедры строительной, теоретической и прикладной механики НГУ
Ширин Леонид Никифорович	заведующий кафедрой транспортных систем и технологий НГУ, доктор технических наук, профессор
Шкреметко Ольга Львовна	кандидат юридических наук, доцент Петербургского энергетического института повышения квалификации (г. Санкт-Петербург)
Яворский Василий Николаевич	технический инспектор Днепропетровского территориального профсоюза работников угольной промышленности (г. Павлоград), кандидат технических наук
Яворский Андрей Васильевич	кандидат технических наук, ассистент кафедры подземной разработки месторождений НГУ
Яворская Елена Александровна	ассистент кафедры аэрологии и охраны труда НГУ
Яковенко Анатолий Кириллович	заведующий научно-исследовательской лабораторией кондиционирования рудничного воздуха Государственного Макеевского научно-исследовательского института по безопасности работ в горной промышленности (МакНИИ), кандидат технических наук

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

IV Міжнародна науково-практична конференція

Збірник наукових праць

Підписано до друку 25.08.10. Формат 70x100 1/16.
Папір офсет. Друк офсетний. Ум. друк. арк. 27,76.
Обл.-вид. арк. 31,44. Тираж 300 прим. Замовлення №250810.

Підготовлено до друку в Національному гірничому університеті.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру: ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19