МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

Міжнародна науково-практична конференція
17-22 вересня 2007 року



Дніпропетровськ
АРТ-ПРЕСС
2007

Наукова редакція:

В.І. Бондаренко, В.І. Бузило, І.А. Ковалевська

Організаційний комітет:

Г.Г. Півняк, В.І. Бондаренко, В.І. Бузило, М.О. Ільяшов, Ю.П. Капленко, В.О. Колосов, Б.І. Римарчук, Р.О. Дичковський, О.І. Коваль, І.А. Ковалевська, О.М. Кузьменко, О.Є. Хоменко, Єжи Кіцьки (Польща), Юзеф Дубінський (Польща)

Технічна редакція:

О.К. Малова, Л.С. Шломіна, В.В. Фомичов, Ю.І. Демченко, Д.В. Мальцев, М.М. Кононенко

Адреса організаційного комітету:

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

З М І С Т

Півняк Г.Г., Бондаренко В.І. Світові тенденції видобутку та використання основних сировинно-мінеральних ресурсів..... 7
Кицки Ежи, Дычко Артур, Стопкович Агнежка. Интегрированная информационная система содействия принятия решений на примере подготовки запасов на угольной шахте «Богданка» 11
Бондаренко В.И., Пилов П.И. Новая технология и оборудование брикетирования бурых углей, торфа и каменноугольных шламов 16
Ильяшов М.А. Разработка комплекса мероприятий по обеспечению устойчивости участковых подготовительных выработок при подземной добыче угля на выбросоопасных пластах 21
Dubiński Józef, Turek Marian, Wachowicz Jan. Hard coal mining and the idea of sustainable development 27
Капленко Ю.П., Колосов В.А. К вопросу выбора способа отработки междуэтажных целиков..... 39
Майхерчик Т., Малковский П., Недбальский З. Шахтные исследования проявлений горного давления вокруг протяженной горной выработки..... 46
Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. Исследование особенностей формирования зоны шарнирно-блокового сдвижения надугольной толщи пород в окрестности выработки 54
Капленко Ю.П., Логачев Е.И., Ступник Н.И. Снижение величины устойчивости выработок скреперования при формировании горизонтального компенсационного пространства 60
Смоланов С.Н., Кузьмин С.П. Применение газообразного азота для предупреждения и локализации подземных пожаров в угольных шахтах 65
Тищенко Н.В., Нехрещенюк А.Ф. Современное состояние и перспективные направления развития угольных шахт Западного Донбасса 69
Корж П.П. Обоснование технологических параметров обеспечивающих снижение потерь угля при бурошнековой выемке весьма тонких и тонких угольных пластов 77
Римарчук Б.І. Ефективна, високопродуктивна технологія відбійки магнетитових кварцитів при підземному видобутку 82
Лозовский С.П. К разработке вычислительного алгоритма определения устойчивости зон сопряжений лава-штрек 89
Stanisław Prusek, Andrzej Walentek. Numerical modelling the failure zone in the rock mass around a heading based on the hoek-brown criterion 95
Куклин В.Ю. К вопросу выбора параметров способов крепления и охраны подготовительных выработок в неустойчивых породах при интенсивной отработке пологих угольных пластов 106
Фурман А.И., Зубко А.Н., Усатый В.Ю. Выпуск руды очистных камер с применением самоходной техники на ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» 113
Гайко Г.И., Бровендер Ю.М. Пути гуманитаризации горного образования..... 118
Кузьменко А.М., Савостьянов А. В., Вивчаренко А.В. Метод прогноза состояния горного массива при подземной разработке 121
Черватюк В.Г. Геомеханічне обґрунтування параметрів піддержання покрівлі на сполученнях штрек-лава в умовах нестійких порід 127
Агафонов А.В., Фабричный Н.Н. К разработке технологических приемов снижения газодинамической активности угольного пласта путем образования разгрузочных пазов с использованием высоконапорных водяных струй 131

Krowiak Andrzej, Stańczyk Krzysztof, Bieniecki Marek. Model of limiting cost calculation of biocomponent acquirement for fuel mixtures with hard coal share used in power engineering 138
Кириченко В.Я., Иванов С.П., Гладнев В.В. Рамные крепи для широкого спектра горно-геологических условий современных шахт 151
Гребенкин С.С., Дегтярь Р.В., Рябичев В.Д. Теория катастроф в обосновании потери устойчивости вмещающих пород кровли в очистных забоях..... 155
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. Системная методология прогноза устойчивости пластовой выработки в слоистой углевмещающей толще 158
Лазуренко В.П., Корнющенко В.В., Мальцев Д.В., Кононенко М.Н. Совершенствование технологии проведения наклонного вспомогательного квершлага по особо крепким породам 166
Смоланов С.Н., Маслов О.В. Исследование параметров рациональных схем проветривания на угольных шахтах с крутым и наклонным залеганием пластов 171
Koszowski Zbigniew, Horodecki Jan. New products and forms of computer services provided by the centre of computer science of mining (COIG S.A.) in Katowice 173
Зенюк Д.Ф., Логачёв Е.И. Установление влияния процесса фильтрации налегающих пород на величину извлечения чистой руды 183
Holeksa Augustyn, Chmiel Piotr, Lubryka Mieczysław, Śliwiński Jerzy. Partial Mining in the Safety Pillars for the Shafts of the Mine «JAS-MOS» 185
Беликов И.Б. Системы разработки угольных месторождений с камерами-убежищами работников на случай подземного пожара 194
Садовенко И.А., Демченко Ю.И., Тимощук В.И., Тишков В.В. Управление гидродинамическим режимом подземных вод на подработанных горными работами участках шахтного поля 197
Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Поротников В.В., Почепов В.Н. Геомеханические особенности упрочнения анкерами слабых приконтурных пород 201
Kraus Wiesław, Rymaszewski Stanisław. Computer Aid in Procedures of Coal Sales and Contact with Clients on the Basis of the Authorised Seller's Portale-AS 209
Фальштынский В.С., Дычковский Р.Е., Табаченко Н.М., Лапко В.В. Параметры распространения температурного поля в породах, вмещающих подземный газогенератор 216
Janusz R. Nowak. Legnica lignite deposit management strategy including underground coal gasification 225
Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Снигур В.Г. Повышение устойчивости подготовительных выработок при отработке пологих угольных пластов на больших глубинах ... 232
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Дунаев А.Г. Обоснование охраны повторно используемых выработок литыми полосами при бурошнековой отработке угольных пластов 240
Swiadrowski J., Rejman-Burzynska A., Jedrysik E., Wachowicz J., Stanczyk K., Howaniec N. Direct coal liquefaction as a perspective of liquid fuel production in Poland 247
Окалелов В.Н. Методы оценки угольных месторождений 256
Хоменко О.Є. Система ресурсозберігаючих технологій видобування, обробки та використання у будівництві нових декоративних матеріалів 263
Власов С.Ф., Ямнич Т.С. Обоснование программного комплекса для оценки, анализа и прогноза эколого-экономических рисков при подработке земной поверхности 268
Перетятько Н.В., Логачёв Е.И. Влияние расстояния между выпускными отверстиями на показатели извлечения руды при системах разработки с массовым обрушением руды 273
Ивашин В. М. Мировая тенденция развития топливно-энергетического комплекса в XXI веке 276

Письменный С.В. Отработка крутопадающих месторождений железистых кварцитов подземным способом под внутренними отвалами большой емкости 285
Юрченко А.А., Литвиненко А.А. Защита атмосферного воздуха от пылегазовых выбросов железорудных шахт после массовых взрывов 292
Ширин Л.Н., Посунько Л.Н., Расцветаев В.А. Перспективы развития адаптационных систем вспомогательного транспорта в условиях шахт Западного Донбасса 296
Зубко С.А., Кононенко М.Н. Обоснование рациональных параметров технологии буровзрывных работ при добыче железных руд подземным способом 302
Бузило В.И., Сердюк В.П., Кошка А.Г., Юнак С.И., Ефремов В.И. Влияние формы забоя на энергозатраты и сортность добываемой продукции 307
Коптовец А.Н. Выбор формы связи между параметрами трения тормозного механизма с применением дискриминального анализа 310
Сулаев В.И., Доценко В.И. Требования, предъявляемые к технологическим схемам разработки пластов западного Донбасса с закладкой и способы их реализации 314
Коровяка Е.А., Яворский В.Н., Долгий А.А. Анализ условий отработки тонких пологих угольных пластов и оценка влияния их разработки на экологию и земную поверхность 317
Доценко В.И., Худолей Н.Н., Матлаев П.А. Влияние природных факторов на условия разработки пологих пластов на глубоких горизонтах 323
Мещанинов С.К. Концептуальные основы надежной и эффективной подземной добычи угля в Украине 326
Деордієва В.А. Реалізація процедур контролінгу по визначенню впливу екологічних витрат на фінансові результати підприємства 332
Мамайкин А.Р., Згурский Г.Н. Экспериментальное исследование состояния подготовительной выработки с увеличенным отпором крепи 337
Мироненко А.В., Мищенко Г.Я. Безразборный ремонт и профилактика от износа промышленного оборудования 342
Здещиц В.М. Определение крепости горной породы методом сейсмического зондирования 348
Родный В.А. К вопросу повышения качества добываемого угля очистными механизированными комплексами 355
Новикова Л.В., Заславская Л.И., Яворский А.В. Напряженно-деформиро-ванное состояние двухслойного подрабатываемого массива 358
Гайдай А.А., Мальченко В.И. К вопросу окускования каменноугольных шламов, бурого угля и торфа 368



ШАНОВНІ КОЛЕГИ!

***М**и, засновники "Інформаційної науково-практичної школи підземної розробки", бажаємо Вам творчих успіхів, вдалих починань, фінансового благополуччя, міцного здоров`я і, зрозуміло, простого щастя!*

***С**творивши Школу підземної розробки, ми хочемо разом з Вами консолідувати зусилля по збереженню й розвитку нових наукових напрямків, добрих традицій і сприяти підтримці гідного статусу гірників у суспільстві.*

***О**бсяги корисних копалин, добутих підземним способом, на початку третього тисячоріччя досягли максимальних значень за всю історію людства й продовжують рости.*

***В**идобуток твердих корисних копалин (вугілля, залізних, марганцевих, титанових, уранових руд й ін.) демонструє високий ступінь механізації, концентрації гірничих робіт й інтенсифікацію праці шахтарів.*

***С**ьогодні сучасна високопродуктивна техніка вступає в протиріччя із традиційними технологіями. Знижується безпека ведення гірських робіт і практично відсутній резерв збільшення видобутку.*

***П**отрібні принципово нові технології, такі як безлюдна виїмка, добування корисної копалини без постійної присутності людей в очисних вибоях, підземна газифікація вугілля, роботизація виробничих процесів, потокові технології нового технічного рівня та багато чого іншого.*

Для оперативного одержання нових знань, обміну досвідом, координації й інтеграції наукових знань необхідне постійно діюче обновлюване джерело інформації, і таким джерелом ми сподіваємося, стане наша інформаційна науково-практична школа підземної розробки.

З глибокою повагою до Вас,
В. Бондаренко, В. Бузило, О. Кузьменко, І. Ковалевська

УДК 622.3

© Г.Г. Півняк,
В.І. Бондаренко

СВІТОВІ ТЕНЕДЕНЦІЇ ВИДОБУТКУ ТА ВИКОРИСТАННЯ ОСНОВНИХ СИРОВИННО-МІНЕРАЛЬНИХ РЕСУРСІВ

Розглянуто аспекти, що визначають місце і тенденції розвитку видобутку та використання основних сировинно-мінеральних ресурсів сучасної світової господарської системи.

Рассмотрены аспекты, определяющие место и тенденции развития добычи и использования основных минерально-сырьевых ресурсов современной мировой хозяйственной системы.

The aspects determining a place and the tendencies of development of extraction and use of the basic minerals-source of raw materials of modern world economic system are considered.

На початок третього тисячоріччя за експериментальними розрахунками фахівців Інституту економіки РАН, виконаних на базі даних Всесвітнього банку, національне багатство всіх країн світу оцінювалося в 550 трлн. дол., з яких половина припадала на країни великої «сімки» – США, Великобританія, Франція, Німеччина, Італія, Канада, Японія. Інша половина розподілялася між країнами ОПЕК – 95 трлн. дол., країнами СНД – 80 трлн. дол., й іншими країнами 100 трлн. дол. При цьому більше половини світового національного багатства становить людський капітал – 365 трлн. дол., на відтворений і природний капітал припадало відповідно 95 і 90 трлн. дол. [1], основу якого складає мінерально-сировинна база країн.

Зараз людство добуває за рік і з надр Землі більш як 1,3 млрд. т залізної руди, понад 3,5 млрд. т нафти та 4,5 млрд. т вугілля, мільярди тонн будівельних матеріалів і інших корисних копалин (табл.). При цьому розвиток світової економіки супроводжується прогресуючим збільшенням обсягів споживання мінерально-сировинних ресурсів. За останні 35 років використано 80-85% нафти і газу від загального обсягу їхнього видобутку за весь історичний період. Обсяг використання інших видів мінеральної сировини за ці ж роки виріс у 5-15 разів. Промислово розвинуті країни, в яких проживає 16% населення земної кулі, добувають у вартісному виразі близько 35%, а споживають більш 55% у світі мінеральної сировини. І на порозі XXI століття світова економіка зіштовхнулася з глобальною проблемою забезпечення мінерально-сировинними ресурсами.

Таблиця

Характеристика сировинної бази основних енергетичних ресурсів світу
(складена на підставі обробки даних інформаційно-аналітичного агентства «Мінерал» [2])

Ресурси	Україна	Росія	Європа	Азія	Африка	Америка	Австралія й Океанія
Нафта, млн.т							
запаси	185,8	14697	2315,1	112177	15289	47997	522,9
видобуток	4,25	470	271,3	1570,7	444,3	898,7	25,1
споживання	13,9	130	754,2	1389,7	128,5	1354,5	47,7
Газ, млрд. $м^3$							
запаси	1050,7	47544	5407,4	86944,1	14085,3	14577,3	4066,8
видобуток	20,1	654,1	384,8	894,7	282,7	1136	41,8
споживання	76,0	440,6	565,0	702,6	74,8	893,5	27,2
Вугілля, млн.т							
запаси	71798	271757	519295	1451146	109868	1225937	690833
видобуток	80,9	259,7	637,5	2699,4	242	1158,2	359,8
споживання	55,0	164,1	454,5	2387	136	931,4	79,8
Уран, тис. т							
запаси	75,8	172,4	52,6	985,1	528,6	779,2	1074
видобуток*	0,8	3,3	0,5	7,5	2,3	12,8	0,8
споживання	1,5	3,4	24,1	14,0	0,4	24,9	0

* Виробництво концентрату в перерахуванні на уран, тис. тонн

Експерти в області мінерально-сировинних ресурсів прийшли до висновку, що в XXI ст. буде продовжуватися ріст споживання паливно-енергетичної і мінеральної сировини. За прогнозами, у наступні 50 років обсяги гірничо-видобувних робіт зростуть більш ніж у п'ять разів, головним чином за рахунок введення нових родовищ з переробкою запасів за старими технологіями.

Невпинний ріст потреб призвів до ситуації коли грандіозні сховища рідкого палива в США і Західній Європі спорожніли, витрачаються стратегічні запаси, ціна на нафту досягла 33-35 доларів за барель (159 л). За рік вартість нафти виросла більше ніж удвічі.

Збільшення видобутку нафти в країнах ОПЕК можливо не більш, ніж на 1%: ресурси нафтових родовищ і видобувних регіонів практично вичерпані. Нафтова криза призвела до збільшення видобутку нафти до грандіозних розмірів: у 2005 році з надр планети викачали близько 3,6 млрд. тонн, що складає більш 600 літрів нафти на кожного жителя Землі. Але ситуація ускладнюється тим, що в розвинутих країнах, із сумарним населенням 0,9 млрд. людина споживає на душу населення до трьох тонн нафти на рік, тоді як для інших п'яти мільярдів залишається менше 0,4 тонни на душу.

За прогнозами експертів, світовий ріст споживання первинних енергоносіїв – нафти і газу у найближчі 25 років може зрости на 60-70%. При цьому вичерпання вуглеводневих запасів і ріст цін на енергоресурси змушують промислових споживачів, у тому числі самих нафтовиків і газовиків уже сьогодні шукати вигідні способи використання нетрадиційних поновлюваних джерел енергії.

З кінця 1980-х у світі почався повільний ріст споживання вугілля (на 2-1,5% на рік), як, утім, і інших видів палива. Аналітики вважають, що ця тенденція буде продовжуватися, причому нарівні з ростом попиту на інші первинні енергоносії. За прогнозом Адміністрації енергетичної інформації (AEI, діє при Департаменті енергетики США), обнародуваному кілька місяців назад, частка вугілля в структурі світового паливного балансу в найближчі 10 років практично не скоротиться.

Останнім часом вона складала 24% і до 2010 року знизиться усього на 1%. Очікується, що споживання вугільного палива буде рости у всіх основних регіонах, крім Європи і пострадянських країн (за винятком Росії), де з різних причин використання вугілля за останнє десятиліття упало на 30-40%. Європа перейшла на більш екологічно чисті види палива.

Основний ріст попиту припадає на країни Азії, що нині використовують 40% світового видобутку вугілля. З інших частин світу в цей регіон надходить понад 300 млн. тонн на рік (половина з них припадає на найбільшого імпортера у світі – Японію), і до 2010 року, як очікується, ця цифра виросте на третину. Прогнозується, що близько 70% росту споживання будуть забезпечувати Китай та Індія, де економіка росте на 5-8% на рік, і зростаюча потреба в енергоносіях покривається в основному за рахунок вугілля. Частка США в загальносвітовому збільшенні споживання прогнозується на рівні 20% [3].

Ще одним стратегічним ресурсом кожної країни є залізна руда. Щорічно у світі виробляється понад 1 млрд. тонн залізної руди. Вона добувається в 50 країнах. Однак основний її обсяг (більш 70%) припадає на Бразилію, Австралію, КНР, Росію й Індію. Частка України поки складає близько 5% (рис.). Основні світові запаси залізної руди зосереджені в Україні, Росії, Казахстані, а також в Австралії, Китаї, Бразилії, Індії, Швеції і ПАР. У даний час вони складають близько 140 млрд. т, у яких утримується близько 74 млрд. т. заліза. Росія, Україна і Казахстан володіють 38% запасів залізорудної сировини (у перерахуванні на чисте залізо), Австралія – 15%, Бразилія – 6%. У той же час у країнах СНД добувається близько 200 млн. тонн ЗРС, тоді як «велика трійка» виробляє більш 450 млн. тонн залізорудної сировини.

Найбільшими експортерами залізної руди є Австралія, Бразилія й Індія. На їхню частку в загальносвітовому експорті припадає близько 80%. Частка України, Росії і Казахстану у світовому експорті ЗРС незначна, хоча їх сукупні розвідані запаси в перерахуванні на залізо складають 26,3 млрд. т. або 38% світових запасів, що перевищує запаси Австралії, Китаю і Бразилії в 2,4; 3,8 і 5,5 рази, відповідно.

У даний час приблизно три чверті світового видобутку залізної руди знаходиться в руках трійки лідерів – бразильської Cia Vale do Rio Doce (CVRD), британської Rio Tinto Group і британо-австралійської BHP Billiton. У світі немає жодної галузі, де б спостерігалася настільки висока концентрація. Наприклад, три ведучих сталевих концерни – «Mittal», «Arcelor» і «Nippon Steel» контролюють лише 12% світових постачань сталевої продукції, а 30% усього світового випуску металу припадає на 10 найбільших компаній.

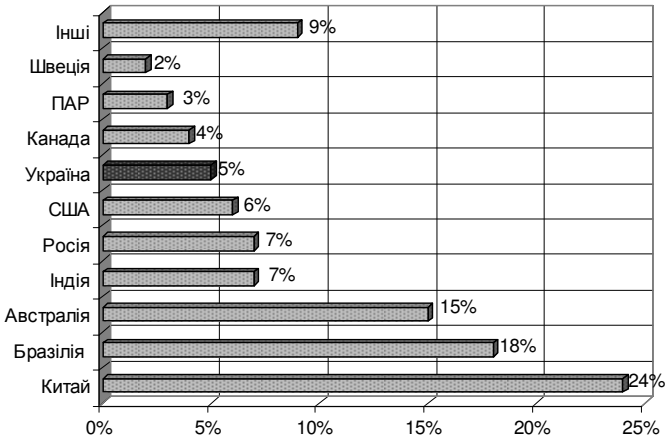


Рис. Розподіл світового видобутку залізної руди

Процеси, що активно йдуть останнім часом у світовий і національній гірничій і металургійній галузях, інтеграційні, відтворюють собою найбільш важливі явища економічного життя: динамічно виникаючі та мінливі склади і структури інтеграційних об'єднань здебільшого стали включати підприємства дуже різнорідні по сферах діяльності навіть і в тих випадках, коли основними в них є такі фундаментальні види підприємств як гірничі і металургійні.

Однією з основних причин інтеграційного процесу в гірничо-металургійному секторі є висока концентрація виробництва в сировинному секторі, що спричиняє постійне підвищення і мало передбачуване поводження цін на сировину. У 2005 р. видобувні компанії домоглися рекордного росту цін на залізну руду на 71,5%, у 2006 р. – ще на 19%, і ціни продовжують рости. Виробники металу шукають способи протистояння високій концентрації постачальників сировини: металургійні компанії впроваджують різні стратегії в умовах подорожчання сировини, у тому числі поліпшення якості своєї продукції, але насамперед інвестування в розробку родовищ і сполученої інфраструктури.

Фахівцями вказуються наступні основні особливості розвитку світового мінерально-сировинного комплексу в умовах глобалізації [4]:

1. Світовий ринок нині час практично насичений усіма видами мінеральної сировини. У цих умовах найбільші світові продуценти з індустріальних країн, які здатні впливати на торговельну політику своїх держав, не зацікавлені в появі нових продавців, що пропонують сировину за низькими цінами. Зараз близько 100 транснаціональних корпорацій контролюють більш 70% світового видобутку і переробки корисних копалин. Для більшості видів мінеральної сировини характерна ситуація, коли кілька країн задовольняють не менш 60-70% світової потреби в ньому. Так, наприклад, ПАР і Казахстан забезпечують до 80% потреби світової економіки в хромовій сировині, Росія і ПАР – у металах платинової групи й алмазах, Росія, Канада й Австралія – у нікелі, Китай – у вольфрамі, олові та сурмі.

2. Видобуток і переробка мінеральної сировини завжди були ризикованою сферою вкладення капіталу з тривалим терміном окупності. В умовах твердої конкуренції і падіння цін транснаціональні корпорації прагнуть мінімізувати ризики й освоювати родовища в державах з передбачуваною економікою і стабільним політичним станом. Сьогодні близько 1,6 млрд. людей на земній кулі не користуються електрикою через недолік палива. Збільшення кількості споживаної енергії – це шлях до ліквідації бідності і підвищенню добробуту людей. Зараз з вугілля виробляється 39% всієї енергії, а через 30 років частка вугілля у виробленні енергії пови-

нна зрости до 60%. Такі країни, як Китай і ПАР довели, що одержання енергії з вугілля – найдешевший спосіб індустріалізації.

3. Більшість розвинутих індустріальних держав, керуючись різними розуміннями і використовуючи різні способи впливу, поступово витісняють зі своїх територій підприємства з видобутку і переробці, орієнтуючись на імпорт сировинних продуктів з інших країн. Так, США імпортують близько 500 млн. тонн нафти, Японія – 300 млн. тонн, країни Західної Європи, за винятком Норвегії і Великобританії, також цілком залежать від імпорту. Австралія, ПАР і меншою мірою Канада є поки винятком з цього правила.

4. Усе більша кількість країн третього світу бере курс на розвиток сировинних галузей промисловості за рахунок коштів іноземних інвесторів. Це обставина, з одного боку, надає великим корпораціям можливість вибору об'єктів для інвестування, а з іншого боку – веде до поступового зниження світових цін на більшість видів сировинної продукції (головним чином за рахунок економії на оплаті праці).

5. Кон'юнктура світового ринку об'єктів надрокористування складається останніми роками таким чином, що затребуваними є лише родовища нафти і газу, кольорових і дорогоцінних металів, алмазів і урану. Родовища інших видів мінеральної сировини менш привабливі для потенційних інвесторів, оскільки вже наявна ресурсна база дозволяє забезпечити потреби світової промисловості на десятиліття вперед. Тим часом велика частина родовищ корисних копалин, що мають вихід на земну поверхню, не тільки виявлена, але й у значній частині уже відпрацьована. Тому відкриття нових ресурсів вимагає проникнення на усі великі глибини. Але знайти родовища на великих глибинах досить важко й економічно дорого, і залежить не тільки від технічних можливостей проникнення в земні надра. Останніми роками розвідка і видобуток нафти та газу ведуться в низці районів уже на глибинах 5-7 км, вугілля і металів – 1-2 км. А деякі золотодобувні шахти (Колар в Індії, Витватерсренд – у Південній Африці) мають вибої на відмітці більш 3 км.

Закордонний підхід до вирішення проблем відтворення мінерально-сировинної бази характеризується пайовою участю держави у фінансуванні програм пошукових і навіть геологорозвідувальних робіт. Такий пайовий внесок у різних країнах складає: в Австралії – 30-40%, Великобританії – 33-35%, Канаді – 38-40%, США – 50-70%, Японії – 75-80%.

6. Технологічна революція, що торкнулася також сфери видобутку і переробки мінеральної сировини, призводить до істотних змін у структурі світового мінерально-сировинного комплексу. Електрифікація, хімізація й автоматизація виробництва, розвиток якісної металургії, космічної техніки, сучасного повітряного, наземного і морського транспорту, радіотехнічної, електронної й іншої галузей промисловості, а також сільського господарства та зв'язки – усе це базується на споживанні великих кількостей різноманітних видів паливно-енергетичної, рудної і нерудної мінеральної сировини. Виникнення нових галузей промисловості, науки і техніки зажадало виявлення і видобутку в значних кількостях і принципово нових видів корисних копалин: радіоактивних елементів, ряду рідких металів тощо. Одночасно з цим швидко зростає споживання традиційних їх видів – алюмінію, титана, платиноїдів, а також енергетичної, металургійної, гірничо-хімічної сировини і будівельних матеріалів.

Список літератури

1. Андрианов В.Д. Национальное богатство Росиии //Вопросы экономики. – 2003. – №2. – С. 110

2. Минеральные ресурсы мира: Статистический справочник. Том 1. – М.: Информационно-аналитический центр «Минерал», 2006. – 412 с.

3. Козловський Е. Россия в тисках минерально-сырьевого экспорта // Информационный ресурс: http://www.promved.ru/july_2003_03.shtml?podborka=8.

4. Круглова С. Новая мода на старое топливо. Мировой энергетический кризис повышает стоимость угля // Ведомости. – Информационный ресурс: http://www.pek.com.ua/ru/analiz/2785.

ИНТЕГРИРОВАННАЯ ИНФОРМАЦИОННАЯ СИСТЕМА СОДЕЙСТВИЯ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ НА ПРИМЕРЕ ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ НА УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ «БОГДАНКА»

Ежи Кицки, Артур Дычко, Агнежка Стопкович
Институт минерального сырья и энергетики,
Польская национальная академия наук (IGSMiE PAN)

Введение. Сегодня, характерной особенностью развития цивилизации является ускорение научно-технического прогресса и экономического развития стран. Это сопряжено с увеличением использования энергетического сырья. Соответственно, обеспечение их достаточности (особенно невозобновляемыми источниками энергии) является весьма актуальной проблемой. Этому способствует тот факт, что в XX веке, общемировой промышленный потенциал вырос в более чем десять раз. После второй мировой войны расход энергетического сырья достиг уровня соответствующего суммарного использованию этих источников за всю историю человечества [1]. Решение вопросов энергетического обеспечения сопровождает человечество на протяжении всей истории его развития. Это вытекает из роли, которую сырьё играет в развитии цивилизации [2].

Исходя из вышесказанного, необходимо развивать всякую деятельность, направленную на оптимизацию эффективности и полноты выемки месторождений. По мнению авторов, одним с таких направлений является построение информационных систем содействия разработки запасов. Создание такой системы при подготовке запасов на лучшей угольной шахте Польши «Богданка», внедряемого авторами в производство совместно с PRGW (обществом с ограниченной ответственностью по выполнению геологических и бурильных работ), стало основой для написания этой статьи.

1. Основные положения внедряемой информационной системы. Акционерное общество шахта «Богданка» уже не в первый раз показывает новые направления развития для всей горнодобывающей отрасли Польши. В данном случае эта инновационная инициатива касается информатизации процесса проектирования и экономического управления процессом разработки. О сложности этого процесса говорит тот факт, что ни одно горнодобывающее предприятие Польши не имеет интегрированной системы экономического управления процессом эксплуатации. Необходимо отметить, что акционерное общество KGHM Polska Miedź предприняло попытки внедрения соответствующего программного обеспечения при разработке медной руды. К сожалению, эта инициатива закончилась на начальном переговорном этапе.

Реализованный с начала февраля текущего года на шахте «Богданка» проект кроме внедрения информационных программных продуктов в процесс производства, прежде всего, имеет цель создание новой методики проектирования и планирования горных работ согласно качественного и структурного строения шахтного поля. Это дает возможность оптимизировать контроль добычных работ, а также выполнять рациональное управление запасами по всей шахте. В состав внедряемой системы входят следующие элементы:

– пространственная модель геологического строения залежи;
– пространственное распространение подземных горных выработок;
– планограмма горных работ.

1.2. Пространственная модель геологического строения залежи – геологическая составляющая системы. Данная составляющая информационного пространственного представления была выполнена при помощи программного обеспечения Minex Horizon на основании следующих исходных данных:

– информации о литологическом строении,
– качественные параметры залежи,
– гидрогеологическая характеристика месторождения.

Исходные данные были проверенны и упорядочены коллективом шахты и нашей группой. На этом этапе особенно полезным оказалось программное обеспечение Minex Horizon, которое является действенным механизмом при выполнении анализа данных, проверки и исправлении ошибочных сведений, а также интерполяции и экстраполяции структурных и качественных моделей. Следует отметить, что программное обеспечение дает возможность корреляции любых параметров, находящихся в базе данных и моделировать анизотропную среду (например, геологические нарушения).

1.3. Пространственное распространение подземных горных выработок – маркшейдерская составляющая системы. В рамках реализованного проекта на шахте «Богданка» более 70 различных элементов карт в масштабе 1:2000 было переведено в электронный вид при помощи программного обеспечения MicroStation фирмы Bentley. Одновременно для текущего контроля горнотехнической ситуации и ее пространственного отображения использована программа GMSI Modeller. При переводе графической информации в электронную, создан соответствующий сервер, доступ к которому обеспечен на уровне отдельных файлов. С целью использования и архивации данных в маркшейдерском отделе созданы соответствующие возможности, которые предоставляют горнотехническую документацию в электронном виде. Данная инициатива получила поддержку на государственном уровне и была утверждена Высшим горнотехническим управлением Польши.

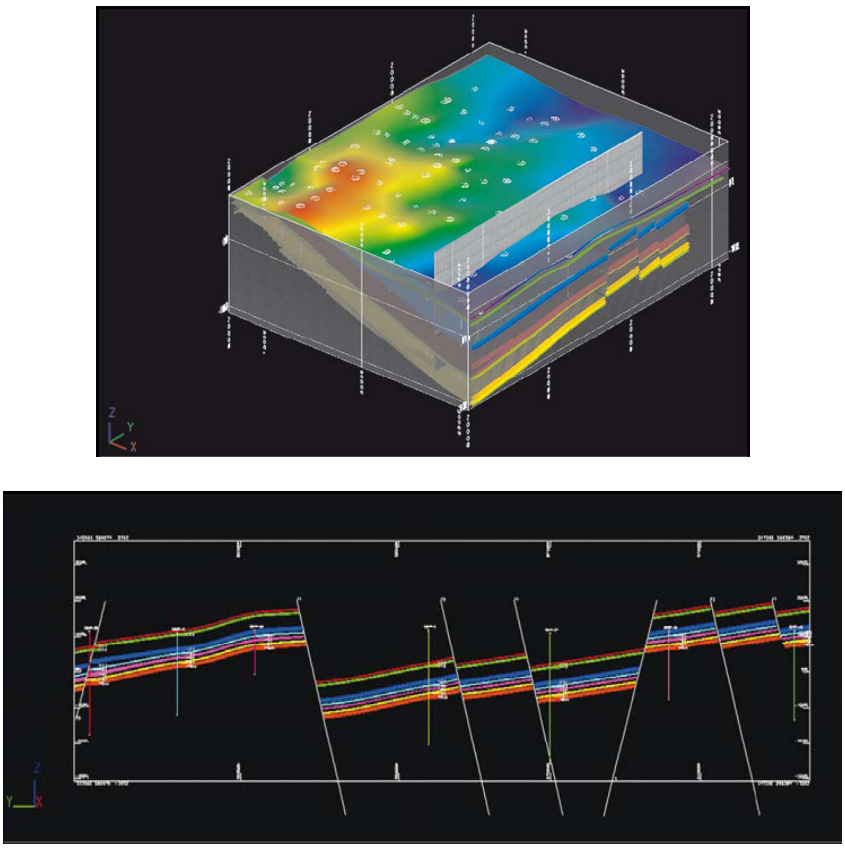


Рис. 1. Моделирование геологического строения шахтного отвода – программа Minex Horizon

1.4. Проектные работы и планограмма горных работ – технологическая составляющая системы. В качестве программного продукта для выполнения этой части проекта был использован Surpac Vision, который дополнил комплексный процесс информационного управления процессом разработки запасов шахты «Богданка». Для технологического обеспечения горных работ была использована компьютерная программа MineSched. Своим функ-

циональным исполнением она дает возможность получить электронную версию следующих процессов:

– планирование (временное и длительное) процесса разработки, а также проектирование технического обеспечения горных работ;

– проектирование схемы вскрытия, способа подготовки и системы разработки рассматриваемой части шахтного поля;

– создание планограммы горных работ;

– прогноз параметров качественного состояния шахты (качественное моделирование шахты);

– пространственное представление горных выработок и планограммы горных работ с учетом расположения запасов шахтного поля;

– визуализация выполненного проекта;

– информирование о необходимости элементов крепи при проведении горных выработок.

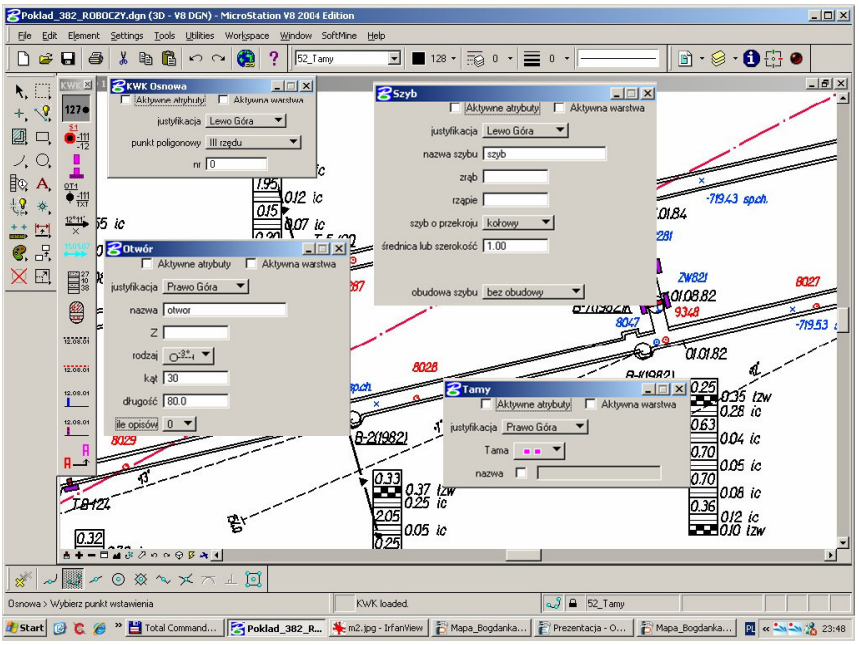


Рис. 2. Электронная версия плана расположения горных работок на шахте «Богданка» – выполнен при помощи программного обеспечения MicroStation

Проектирование горных выработок проводится в пространственном отображении исходя из геологической модели залежи, качественных и количественных параметров отработки запасов. Поперечные (ширина и высота), а также продольные (длина) параметры выработок получили реальное отображение с учетом масштаба и угла падения пластов.

Такой подход дает возможность планировать горные работы в любом временном промежутке. Планограмма горных работ может быть выполнена в любом временном промежутке (год, пять, десять, двадцать лет) вплоть до полного исчерпания запасов и закрытия шахты. Детальная планограмма выполняется на месяц с детальным подразделением подвигания горных работ по суткам. Позитивным элементом программного обеспечения MineSched является наличие встроенных механизмов, которые позволяют автоматически определять количественные и качественные показатели добываемого угля и пустой породы. Программа позволяет выполнять симуляцию раскройки шахтного поля при максимальной эффективности выполнения горных работ. После проведения симуляции, программа автоматически выдает результаты для всех параметров, касающихся добычи угля. Конечным результатом может быть произвольная необходимая информации, к примеру, это может быть количество добытого угля или породы, качественные показатели угля (содержание серы, золы, энергетическая ценность и

т.д.). Количество и тип анализированных параметров зависит исключительно от требований пользователей. Результаты, полученные во время создания проекта, служат исходной информацией для принятия правильных решений инженерно-техническим составом шахты.

2. Основные цели реализуемого проекта. Необходимо отметить, что внедрение проекта не заканчивается техническим уровнем, а главной его целью является информационная интеграция отдельных структур шахты для максимально эффективного функционирования предприятия. Соответственно, нами был разработан механизм передачи и доступа к информации по техническим службам: маркшейдерской, геологической и др. В результате выполнения проекта была создана электронная модель шахтного поля с детальным проектом выполнения горных работ. Также в электронную форму была переведена вся техническая и нормативная документация, которая необходима при функционировании горнодобывающих предприятий в Польше.

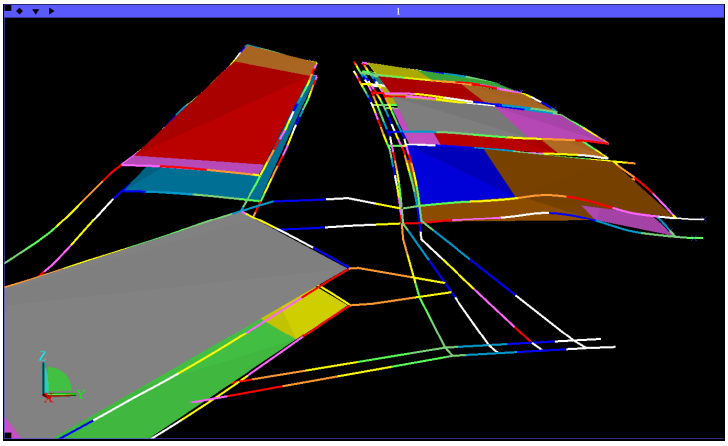


Рис.3. Пример планограммы горных работ (соответствующие цветовое отображение показывает время отработки – программное обеспечение Surpac Vision и MineSched)

Накопление и анализ огромных объемов информации, проведение соответствующих измерений и исследований дало возможность рассмотреть многовариантный проект раскрытия запасов их подготовки и добычи. В качестве критерия оптимальности использованы условия рациональной разработки и использования сырья.

Таким образом, получен оптимальный способ раскрытия и подготовки запасов шахты «Богданка» на основе технического оснащения горных работ и экономических показателей процесса добычи. Это дало возможность:

- существенно улучшить способы управления качественными и экономическими показателями производства;
- стабилизировать качественные показатели угля и увеличить полноту извлечения запасов в шахтном поле;
- улучшить показатели техники безопасности при выполнении технологических операций;
- увеличить производительность труда рабочих и снизить срок выполнения технологических операций.

Каждый пользователь программного обеспечения будет иметь следующие возможности:

- актуализации данных;
- анализа графической и аналитической выходной информации;
- получения выходной информации в виде стандартных, нестандартных карт, и отчетов;
- сетевого соединения с системой.

Внедряемый на шахте «Богданка» прикладной пакет компьютерных программ имеет огромные возможности. Он может работать с большими объемами информации, но уровень экономической эффективности от внедрения системы, в первую очередь, будет зависеть от подго-

товленности пользователей пакета программ. Именно их подготовке сейчас уделяется максимальное внимание.

3. Вывод. Отличительной особенностью данного проекта является информационный инженерный подход к ведению горнодобычной деятельности исходя из опыта персонала шахты и соответствия реальной производственной ситуации. Важным элементом внедряемого программного обеспечения является его многофункциональность и открытость к другим программным продуктам, что дает возможность существенно расширить область проектных работ, и, в конечном итоге, повысить эффективность работы всей шахты.

Предполагается, что экономический эффект от внедрения будет наблюдаться уже на стадии проектных работ. Это подтверждается следующими фактами:

- происходит интеграция и упрощение горнопромышленной деятельности по площади шахтного поля;
- внедряется гибкое многовариантное кратковременное или длительное планирование выполнения горных работ;
- получение полного контроля качества и целостности данных, быстрая их проверка и обработка;
- текущее хранение, изменение и передача информации для создания интегрированных бизнес планов;
- возможность одновременного использования информации многими пользователями – исключение многоразовой архивации и переработки информации;
- применение централизованных механизмов обеспечения данных – доступ к информации только определенным структурам и персоналу шахты;
- создание в различных формах отчетов и карт для внешних структур (различные министерства, горнопромышленные управления, районная и локальная администрация);
- не зависимость системы управления от количества и сложности исходной информации.

Названные позитивные факты будут иметь также экономический эффект. Такая деятельность ведет к:

- увеличению объемов добычи угля (упрощение получения информации о запасах, возможность симуляции различных вариантов вскрытия, подготовки и разработки, возможность увеличения рентабельности предприятия и т.д.);
- оптимизации технического обеспечения горно-добычных работ (закупка соответствующего оборудования, принятие правильных технологических решений и т.д.);
- возможность быстрого реагирования на ценовые изменения на рынке угля;
- снижение занятости при выполнении сложных и опасных операций.

Внедрение описанной системы в производственный процесс планируется осуществить до 15 ноября 2007 года. Сейчас проводится конфигурирование ее отдельных элементов и подготовка соответствующего обслуживающего персонала. Нужно отметить, что принятая инициатива шахтой «Богданка» уже получила положительные результаты. Полная эффективность проекта будет зависть от множества факторов. Основными из которых является соответствие вводимой информации исходным данным шахты и возможность ее интерпретации инженерно-техническим штатом горнодобывающего предприятия.

Список литературы

1. G.H. Brundtland. Nasza wspólna przyszłość, Wyd: PWE Warszawa, 1991. – 214 str.
2. Jerzy Kicki. Wystarczalność surowców mineralnych, a wystarczalność zasobów złóż – historia i aktualia. Wyd: IGSMiE PAN Kraków, 2006. – Str. 45-59.

УДК 622.788

© В.И. Бондаренко,
П.И. Пилов

НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ И ОБОРУДОВАНИЕ БРИКЕТИРОВАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ, ТОРФА И КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ

Наведені нова технологія отримання палива з вугільних шламів, бурого вугілля та торфу й обладнання для згрудкування палива – шнековий прес (ХОТ-31). Описані процеси твердіння високодисперсних адгезійно-хімічних матеріалів. Встановлені закономірності зміни міцністних властивостей згрудкованого палива.

Приведены новая технология получения топлива из угольных шламов, бурых углей и торфа и оборудование для окускования топлива – шнековый пресс (ХОТ-31). Описаны процессы твердения высокодисперсных адгезионно-химических материалов. Установлены закономерности изменения прочностных свойств окускованного топлива.

Are resulted new technology of reception of fuel from coal mud, brown coals and peat and the equipment for agglomerate fuel – expeller (XOT-31). Processes hardening superfines adhesive-chemical materials are described. Laws of change strengthenings properties agglomeration fuel are established.

Необратимое повышение цен на газ до уровня мировых заставляет пересмотреть отношение к углю, как основному энергоносителю. При годовой добыче в среднем 100 млн. т, запасов угля в Украине хватит на 100-150 лет.

Украине ежегодно требуется более 20 млн.т каменного угля для бытовых и коммунальных нужд. При годовой добыче около 80 млн.т угольная промышленность едва удовлетворяет актуальные потребности твердотопливной электроэнергетики и металлургии страны. Вместе с тем, за десятилетия работы угольной промышленности вблизи шахт и обогатительных фабрик накопилось более 120 млн.т угольных шламов, которые представляют собой вторичный топливный ресурс, использование которого может существенно улучшить топливно-энергетический баланс страны.

Однако использование этого ресурса может быть реализовано для слоевого сжигания в целях удовлетворения бытовых и коммунальных нужд только при эффективном окусковании шламов.

Другим резервом обеспечения страны топливом являются бурые угли. Украина располагает значительными их запасами (более 5 миллиардов тонн разведанных запасов), которые в большинстве случаев могут добываться более экономичным открытым способом. При этом прирост производственных мощностей можно осуществить в короткие сроки и при относительно небольших капитальных затратах. Однако использование бурого угля возможно на адаптированных для него и рядом расположенных электростанциях, которых в Украине нет. А также в бытовом и коммунальных секторах в виде брикетов, производство которых по традиционной технологии энергоемко и убыточно.

Известные технологии брикетирования в связи с применением нефтебитумного связующего дорогостоящие и энергоемкие.

В Национальном горном университете (г. Днепропетровск) разработана новая технология окускования вторичных топливных ресурсов и бурых углей. В ее основе лежат адгезионно-химические процессы, протекающие в вязкопластичных системах, образованных тонкодисперсными частицами ископаемых углей, которые вызывают вяжущие свойства.

Сущность адгезионно-химического окускования состоит в том, что при перемешивании и перетирании углистых и глинистых частиц происходит активизация поверхности частичек. Установлено, что *Eh*-потенциал на поверхности частиц увеличивается в 2-2,5 раза.

Авторами разработаны способы воздействия на дисперсные частицы материала, повышающие их *Eh*-потенциал. Так, например антрацитовый шлам одного из шламонакопителя До-

нецкой области до начала окускования по новой технологии и после имел соответственно *Eh* = 15,8 мВ и *Eh* = 32,5 мВ. Установлено, что увеличение *Eh* приводит к увеличению прочности окускованых образцов в 4-5 раз. На рис. 1 представлены зависимости прочности окускованого материала от *Eh*-потенциала. Электрозаряженность растёт с увеличением дисперсности материала, что объясняется повышением удельной поверхности частиц, несущих электрические заряды. Это особенно приемлемо для бурых углей и торфа.

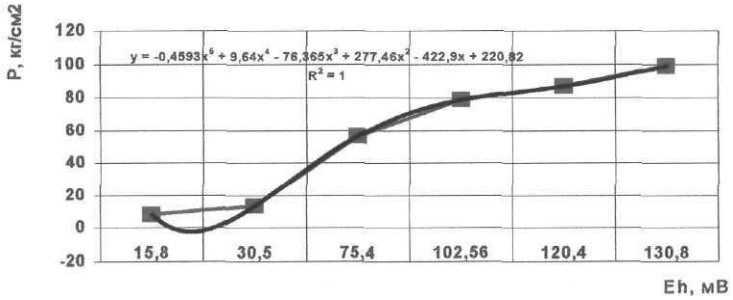


Рис. 1. Зависимость прочности на одноосное сжатие от заряженности частиц исходного материала

Полученные результаты прочности *P* с достаточной высокой степенью сходимости можно описать сложной полиномиальной функцией пятого порядка от величины заряженности частиц *Eh*. Это дает возможность с определенной вероятностью прогнозировать прочностные характеристики конечного продукта.

Петрографический состав шламов хвостохранилищ в Украине является весьма разнообразным. Поэтому для всестороннего анализа продуктов окускования был разработан паспорт исходного продукта, включающий в себя качественную и количественную характеристики угольной и зольной составляющих. Для примера приведем результаты анализа нескольких типов отходов, предназначенных для создания композиционного угольного топлива.

Всестороннее исследование исходного продукта позволило разработать универсальную технологию адгезионно-химического окускования бурых углей и каменноугольных отходов с дифференцированным подходом к конкретному материалу или композиции с целью получения конечного продукта с необходимыми прочностными и теплотворными характеристиками.

Таблица 1

Результаты технологических исследований окускованного угольного концентрата одного из коксохимических заводов

№ опыта	Состав сырьевой шихты					Зольность брикетов, *A*, %	Теплотворная способность, *Q*, ккал/кг	Предел прочности на сжатие, кг/см^2
	УК*	Органическое сырье №1	Лигносульфонат	Отходы пищевой промышленности				
				№1	№2			
10	70	30	-	-	-	20,31	Не опр.	14,14
11	65	25	-	-	10	19,66	5815	17,40
12	92	-	-	-	8	19,46	6113	32,30
13	85	-	-	-	15	21,16	6009	17,90
14	92	-	8	-	-	21,94	5908	29,80
15	70	25	5	-	-	19,60	5790	14,10
16	90	-	-	-	10	21,60	6000	35,40
17	95	-	-	5	-	22,94	5950	30,40
18	96	-	-	4	-	22,04	6017	23,40
19	92	-	-	8	-	23,20	6005	36,40
20	97	-	-	3	-	22,01	6004	29.20

* Угольный концентрат, полученный путем обогащения отходов флотации шламонакопителя коксохимического завода

Используя эти свойства, можно изготавливать композиционное топливо, компонентами которого является смесь каменноугольных и антрацитовых шламов, бурых углей, различного рода отходы, содержащие органические вещества, в том числе опилки, измельченную бумагу, а при необходимости – вяжущие вещества для обеспечения повышенной прочности брикетов.

Окускованное топливо обладает высокими теплоэнергетическими и механическими свойствами, в частности, достаточной механической прочностью, водостойкостью, термостойкостью. Слой такого топлива при сжигании имеет хорошую газопроницаемость, что обеспечивает достаточно полную степень сгорания.

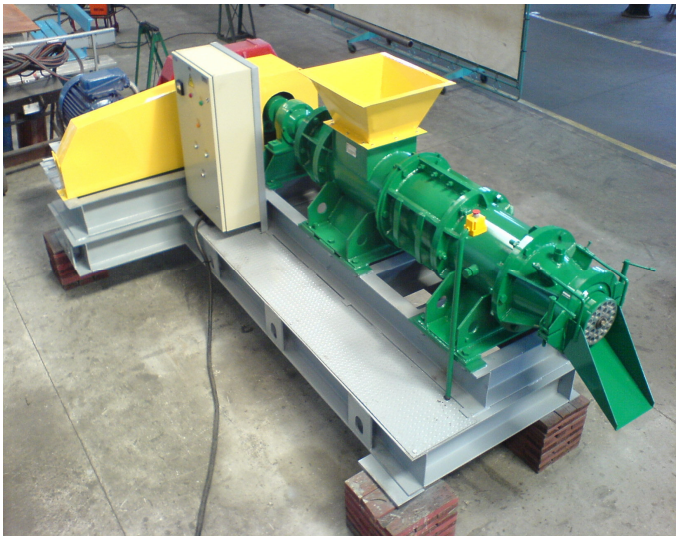


Рис. 2. Общий вид установки ХОТ-31

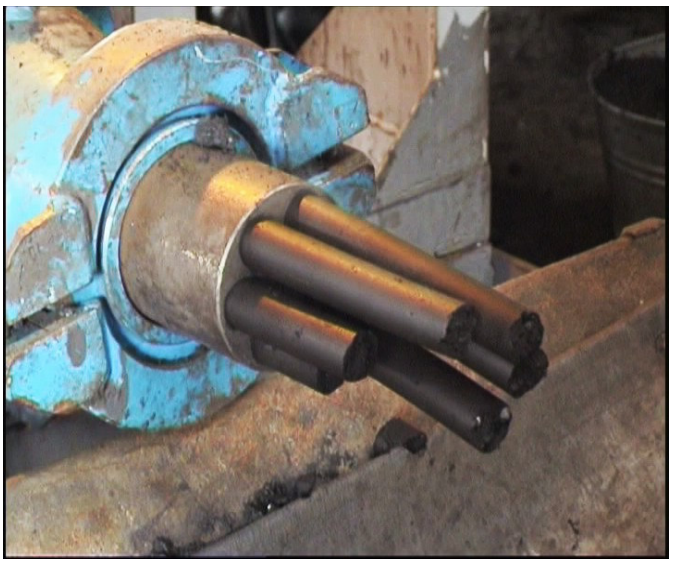


Рис. 3. Фрагмент выхода готовой продукции

Для реализации технологии разработано несколько модификаций установок для производства композиционного угольного топлива ХОТ-31 (рис. 2), представляющие собой технологическую линию из трех последовательно установленных шнеков. В каждой ступени происходит раздавливание комков слежавшегося каменноугольного шлама, бурого угля и других компонентов шихты, необходимой для производства композиционного топлива, их перемешивание, в том числе и с добавками. Обработанная таким образом шихта в каждой ступени продавливается через фильеры с круглыми отверстиями. От ступени к ступени она приобретает все большую пластичность и однородность.

Готовый продукт (рис. 3) выходит в виде цилиндрических стержней различного диаметра (в зависимости от размеров фильеры) от 10 до 30 мм.

Новое топливо при использовании высокозольных каменноугольных шламов имеет теплотворную способность не менее 3500 ккал/кг, при окускovании низкозольного бурого угля – до 4500 ккал/кг, а антрацитовых шламов – до 6500 ккал/кг.

Куски топлива, обладающие достаточной прочностью и не слипающиеся друг с другом, направляются на склад, где они твердеют и сохнут. Сушка осуществляется за счет естественной вентиляции либо при подаче горячего воздуха или дымовых газов. В зависимости от условий этот процесс длится от нескольких часов до 2-3 суток. Технология окускования имеет невысокую энергоемкость – на тонну готовой продукции расходуется до 10 кВт·ч. Себестоимость передела составляет 25-30 грн/т.



Рис. 4. Фрагмент технологической линии по окускованию лигнита (г. Запорожье)

Техническая характеристика установок ХОТ-3 и ХОТ-31 приведена в табл. 2.

Таблица 2

Техническая характеристика установок ХОТ-3 и ХОТ-31

Наименование установки	ХОТ-3	ХОТ-31
Производительность по готовой продукции, т/ч	1,0...1,2	5,0...5,4
Габаритные размеры, мм:		
высота	3050	1500
длина	3350	4600
ширина	1600	2000
Количество ступеней шнековых прессов	3	3/1
Диаметр шнека, мм	200	350
Мощность электродвигателей, кВт	15	45
Масса, кг	2100	3400

Линия обеспечивает подготовку исходного сырья, подачу сырья к прессу, собственно прессование-окускование, сушку продукции, доставку продукции на склад.

Исходный материал (бурый уголь, торф, шлам и т.п.) автопогрузчиком загружаются в приемные бункера. Далее материал ленточными питателями подается на сборный конвейер. С помощью железоотделителя из шихты извлекаются ферромагнитные предметы. Затем материал поступает в грохот, где происходит его разделение на класс 0-20 мм. Далее материал ленточным конвейером подается в приемный бункер установки ХОТ-31. Из установки готовая продукция выгружается в сетчатый контейнер. Контейнеры с продукцией подаются в сушильную камеру. Через сушильную камеру с помощью вентиляторов прокачивается горячий воздух и осуществляется предварительная сушка продукции. На выходе из сушильной камеры контейнеры с продукцией забирает вильчатый погрузчик и транспортирует на склад готовой продукции. Здесь происходит накопление и окончательная досушка продукции в обменных контейнерах.

Уже изготовлено 13 установок ХОТ-3, ХОТ-31, ХОТ-31м для окускования топлива. Шнековые пресса ХОТ успешно эксплуатируются на частных предприятиях в городах: Макеевка, Донецк, Снежное, Днепропетровск, Запорожье, Александрия, Житомир.



Рис. 5. Технологическая линия для изготовления композиционного угольного топлива, оснащенная установкой ХОТ-31. Компоновочное решение

Потенциальным заказчикам предлагаются как отдельные установки, которые могут использоваться в существующих технологических цепочках, так и технологическая линия, оснащенная установкой ХОТ-31 (рис. 5) с производительностью 20-140 тыс. т/год. Разработано инвестиционное предложение по изготовлению нового композиционного топлива.

УДК 622.831.322 © М.А. Ильяшов

РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ УЧАСТКОВЫХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ УГЛЯ НА ВЫБРОСООПАСНЫХ ПЛАСТАХ

Розглянуті питання забезпечення стійкості пластових дільничних штреків при відпрацюванні викидонебезпечних вугільних пластів. Особлива увага присвячена заходам щодо забезпечення стійкості в локальних зонах прояву гірського тиску. Наведені приклади систем розробки і схем провітрювання.

Рассмотрены вопросы обеспечения устойчивости пластовых участковых штреков при отработке выбросоопасных угольных пластов. Особое внимание посвящено мероприятиям по обеспечению устойчивости в локальных зонах проявления горного давления. Приведены примеры систем разработки и схем проветривания.

The questions of providing of stability of seam district drifts at working off outburst-safety coal layers are considered. The special attention is devoted to the measures on providing of stability in the local areas of display of rock pressure. The examples of the systems of development and charts of ventilation are resulted.

В настоящее время борьба с газодинамическими явлениями (ГДЯ) при подземной добыче угля все еще не утратила своей актуальности. Опасность угольных пластов по ГДЯ обусловлена не только горно-геологическими условиями их залегания, но и геомеханическими процессами, происходящими при разработке их в свитах, когда очистная выемка на одном из них приводит к перераспределению горного давления в угленосной толще. Вышеи нижележащие пласты при этом располагаются в различных по условиям проявления горного давления и дегазации зонах. Зоны разгрузки и защищенные зоны оказывают положительное, а зоны повышенного горного давления (ПГД) – отрицательное влияние на газодинамическую активность угольных пластов.

Только на шахтах Центрального района Донбасса около 45% ГДЯ произошло в зонах ПГД. Требования действующих нормативных документов об усилении мер по обеспечению безопасности в этих зонах неконкретны и носят декларативный характер.

На сегодняшний день учет влияния горных работ соседних пластов на изменение их газодинамической активности осуществляется в соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа». Однако в ней не учитываются условия образования краевых частей очистного забоя (створов), направление ведения горных работ относительно границ очистной выработки соседнего пласта, происходящие в пласте структурные изменения, степень опасности разрабатываемого пласта и т. п. Отсутствие методов оценки степени опасности зон ПГД в конкретных горно-геологических условиях приводит к принятию необоснованных решений по обеспечению безопасности работ, неоправданному увеличению объемов применения локальных мероприятий по предотвращению ГДЯ, что существенно снижает технико-экономические показатели работы угольных шахт.

Наибольшую опасность и частоту проявлений ГДЯ отмечают в подготовительных выработках, в особенности, в зонах сопряжений подготовительных и очистных выработок.

В связи с этим проблема разработки мероприятий, обеспечивающих эффективную и безопасную разработку угольных пластов, склонных к ГДЯ в зонах ПГД, является чрезвычайно актуальной.

Одним из наиболее острых вопросов данной проблемы является обеспечение устойчивости участковых подготовительных выработок, которые по мере подвигания лавы оказываются последовательно во времени в разных по величине зонах горного давления.

На пологих угольных пластах наиболее прогрессивным с точки зрения охраны выра-

боток сейчас являются комбинированные и столбовые системы разработки с отработкой лав обратным ходом в пределах этажа или яруса. При этом применяется бесцеликовая отработка запасов подготовленных столбов, особенно в сложных условиях больших глубин. Для обеспечения высокой производительности труда и уменьшения издержек производства все чаще используются высоконагруженные очистные забои с добычей угля 1,5-2,0 тыс. т угля в сутки.

Проведение и поддержание участковых подготовительных выработок составляет большую часть затрат в себестоимости добываемого угля. Уменьшение их количества на один отрабатываемый очистной забой или в целом, в пределах крыла шахтного поля, панели и т. д. – это один из существенных резервов повышения производительности труда и уменьшения издержек производства.

Пройденный узким забоем пластовый конвейерный или откаточный штрек при выемке угля очистным забоем за весь свой срок службы претерпевает различное геомеханическое воздействие со стороны окружающих пород. Каждый участок штрека периодически по мере подвигания лавы будет попадать и поддерживаться в четырех разных зонах проявления ПГД, как это показано на рис. 1. Это значит, что еще в период проведения конвейерный или откаточный штрек надо готовить к восприятию ожидаемых воздействий горного давления. Его геомеханическая система «крепь – окружающие породы» должна иметь хорошую работоспособность, чтобы предотвратить или существенно уменьшить вредное влияние активных сдвижений пород вмещающей толщи. С учетом взаимной увязки предлагается использовать следующие прогрессивные пути и способы охраны пластовых штреков или ходков, примыкающих к очистным забоям.

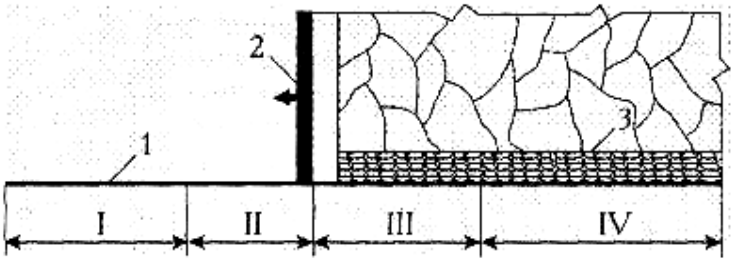


Рис. 1. Схема расположения вдоль штрека зон влияния горного давления по мере подвигания лавы: I – поддержание штрека в массиве угля; II – зона временного опорного давления; III – зона активных сдвижений пород вмещающей толщи позади лавы; IV – зона установившегося горного давления позади движущейся лавы; 1– штрек; 2 – движущийся очистной забой; 3 – охранная бутовая полоса или любая другая охранная конструкция

Зона I поддержания штрека в массиве угля. Технологический паспорт проведения конвейерного или откаточного штрека должен включать максимум технологически и экономически приемлемых мер и способов предотвращения, компенсации или смягчения влияния отрицательных факторов на его состояние в период эксплуатации. Всегда следует ориентироваться на использование прогрессивного комплекса технолого-технических решений.

При подготовке столбов целесообразно проходить штреки без выемки пород кровли пласта (обнаженная кровля должна оставаться плоской). По высоте площадь сечения штрека лучше заглублять в породы почвы пласта (использовать нижнюю подрывку или выемку пород). В штреках следует возводить комбинированную крепь – сочетание четырехугольных или трапециевидных податливых металлических рам.

Преимущество четырехугольной или трапециевидной податливой крепи из спецпрофиля состоит в том, что ее прямолинейный верхняк совместно с затяжкой плотно прилегает к плоскообнаженным породам кровли и в закрепном пространстве не остается пустот. При этом при помощи гидростоек верхняк хорошо поджимается к породам кровли.

Следует отметить, что применяемые арочные податливые крепи из спецпрофиля практически исчерпали свои технологические и технические резервы в плане дальнейшего увеличения устойчивости участковых штреков. Это обусловлено тем, что возведенная в выработке арочная крепь сразу не включается в работу и не создает отпор окружающим породам из-за наличия пустот в закрепном пространстве высотой до 0,2-0,5 м. По периметру арка воспринимает неравномерное давление окружающих и разрушающихся пород. Давление пород кровли на верхний сегмент арки обычно косонаправленное. При этом в зонах активного воздействия очистного забоя давление резко возрастает. При косонаправленном давлении и скольжении в замках верхнего сегмента нарушается работа замков, так как в конструкции арок не предусмотрен поворот сегментов в замках. В итоге арка теряет способность к податливости, деформируется и не обеспечивает ожидаемой устойчивости участковых выработок.

По сравнению с арочной, применяемая в штреках четырехугольная или трапециевидная податливая крепь из спецпрофиля обладает дополнительно еще рядом других преимуществ, а именно: податливость крепи соответствует направлению преобладающих смещений пород кровли; металлоемкость рамы при одинаковой ширине выработки меньше металлоемкости арки; в одинаковых условиях на 30 – 40% уменьшаются смещения пород кровли и почвы; на 30-40% сокращается время, затрачиваемое на возведение крепи; уменьшается примерно на 10-20% и лучше используется площадь поперечного сечения выработки; улучшается состояние штрека, когда он сопрягается с лавой; облегчается демонтаж крепи при погашении штреков.

Зона II влияния временного опорного давления. Вдоль штрека примерная длина зоны проявлений временного опорного давления определяется по формуле.

$$L = 250\sqrt{mH\left(\frac{1+1/K}{90+K^2}\right)\cdot n}\,,$$

где m =0,6-1,8 м – мощность разрабатываемого пласта; H = 200-1500 м – глубина разработки;

$K = \dfrac{\sigma}{\sigma_0}$ – коэффициент крепости пород (коэффициент Протодьяконова);

σ – предел прочности пород на одноосное сжатие на контуре выработки, МПа;

σ_0 =10 МПа – условный предел прочности пород (на сжатие);

n – коэффициент, учитывающий шаг обрушения основной кровли пласта; при шаге обрушения основной кровли не больше 10-15 м, $n \approx 0{,}6-0{,}8$ а при труднообрушающихся кровлях с шагом до 40-50 м, $n \approx 1{,}0-1{,}2$.

Формула получена применительно к подвиганию лав со скоростью до 50-60 м/мес. Заранее выполненный в зоне I комплекс работ по обеспечению устойчивости штрека может оказаться вполне достаточным, чтобы сохранить его необходимую площадь поперечного сечения в зоне II с учетом требований Правил безопасности. Однако надо учитывать, что из зоны II участок штрека постепенно по мере подвигания лавы оказывается в зоне III, в которой его поддержание намного сложнее из-за активных сдвижений вмещающей толщи пород позади очистного забоя. Это значит, что поддерживаемый в зоне II участок штрека должен сохранить как можно больший запас работоспособности системы «крепь-окружающие породы». Есть два пути повышения устойчивости штрека в зоне II временного опорного давления.

В зоне временного опорного давления увеличивается напряженное состояние пород во вмещающей толще, происходит нарастающая активизация разрушений окружающих пород и постепенно увеличиваются размеры зоны неупругих деформаций в окрестности штрека. Уменьшить уровень таких разрушений, а, следовательно, и смещений пород контура штрека можно путем увеличения сопротивления (отпора) крепи окружающим породам. Просто и удобно это можно сделать с помощью временной усиливающей крепи из гидравлических сто-

ек. Устанавливать усиливающую крепь необходимо не на участке примерно 15-30 м впереди лавы, а в начале или за пределами влияния на штрек зоны временного опорного давления, то есть до начала активации сдвижений разрушенных пород зоны неупругих деформаций. Усиливающая крепь, включающая гидростойку, два жестких отрезка из швеллера или спецпрофиля (на почве и под кровлей) и возведенная в просветах между рамами постоянной крепи, – это как бы аналогия увеличенной плотности постоянной крепи.

Второй путь увеличения устойчивости штрека в зоне временного опорного давления – это существенное увеличение скорости подвигания лавы (до 80-100 м/мес. и более). Сущность этого способа состоит в том, что хотя при большой скорости возрастает общая величина временного опорного давления, но по длине зоны это давление «рассеивается» и уменьшаются максимальные значения удельного давления на единицу длины поддерживаемого штрека. Вид эпюры проявлений опорного давления более плавный, она не имеет ярко выраженного «горба» проявлений дополнительного давления (нет существенного перепада удельного давления). Кроме того, существенно уменьшается период поддержания любого рассматриваемого участка штрека в пределах зоны II временного опорного давления.

Избавиться от условий поддержания конвейерных или откаточных штреков в зоне II временного опорного давления можно только при применении сплошной системы разработки с проведением штреков вслед за подвиганием очистного забоя.

Зона III активных сдвижений пород вмещающей толщи позади лавы. Вдоль штрека длина этой зоны существенно зависит от скорости подвигания лавы, шага обрушения пород основной кровли пласта, структуры и прочностных характеристик пород подработанной толщи, в пределах которой формируется область полных сдвижений над выработанным пространством лавы. В средних горно-геологических условиях Донбасса при отработке пологих пластов лавами длиной 150-250 м и скорости U их подвигания до 50-60 м/мес. активный период пород вмещающей толщи позади лавы составляет около 1,5-2 мес. То есть длина зоны III примерно равна $(1,5\text{-}2,0)_U$. Можно использовать и другой показатель – принимать длину l зоны III не менее длины зоны проявлений временного опорного давления, которая определяется по формуле, то есть $l \approx (1,1\text{-}1,2)L$.

Позади лавы устойчивость штрека зависит главным образом от вида и характеристик охранных конструкций, сооружаемых со стороны выработанного пространства. Традиционно используемые охранные конструкции (бутовые полосы, бутокостры, кусты, кустокостры, накатные стенки и т. д.) часто не удовлетворяют требованиям поддержания выработки. Это, в первую очередь, связано с их большой податливостью из-за малого отпора охранной конструкции оседающим породам кровли, так как оседание пород намного меньше со стороны прилегающего к штреку массива угля.

Литые полосы из быстротвердеющих материалов являются прогрессивными охранными конструкциями, возведение их механизированное. Однако известные на сегодняшний день быстротвердеющие материалы (например, немецкий состав «Текбенд») приемлемы только при малых скоростях подвигания лав (до 40-50 м/мес.). Этот связано с тем, что они имеют медленный набор прочности на сжатие. Стенки из железобетонных блоков обладают большей жесткостью и несущей способностью. Их недостаток в том, что ручное возведение стенок трудоемкое и технологически неудобное на сопряжении штрека с лавой. Кроме того, нередко из-за неровности поверхности блоков и дефектов кладки стенок существенно уменьшается их жесткость и несущая способность.

Сопряжение лавы со штреком является технологически наиболее сложным и ответственным участком зоны III. Здесь лучшая устойчивость штрека достигается за счет следующих технологических решений: наличие только одной плоскости обнажения пород кровли (нет ее подрывки при проведении штрека); применение анкерной крепи увеличивает несущую способность и устойчивость пород при увеличенной площади обнажения кровли; уменьшение размеров зоны неупругих деформаций вокруг штрека, когда он вошел в область сопряжения; сохранение большого отпора породам кровли и почвы с помощью гидростоек при временном удалении боковой стойки постоянной крепи при передвижке лавного конвейера; применение

комбинированной охранной полосы со стороны выработанного пространства лавы и сооружение ее без отставания от движущегося очистного забоя.

Зона IV установившегося горного давления позади лавы. В этой зоне в большой геомеханической системе «очистная выработка-окружающий массив» прекращаются активные сдвижения пород во вмещающей толще. Это значит, что над выработанным пространством лавы уже сформировалась область полных сдвижений, в толще пород почвы – зона разгрузки, у краевой части прилегающего к штреку массива угля – стационарная зона проявлений горного давления. При практически установившемся давлении на крепь и наступившем равновесии в малой геомеханической системе «крепь-окружающие породы», длительный период сохраняется устойчивое состояние поддерживаемого конвейерного или откаточного штрека.

Изложенные в данной работе пути, способы, особенности технологий и меры охраны пластовых конвейерных или откаточных штреков (ходков) применительно к зонам проявления горного давления в принципе одинаковы при большинстве сочетаний очистных и подготовительных выработок при разработке пологих угольных пластов. Разница состоит лишь в особенностях технологий, применяемом технологическом оборудовании, материалах и т. п.

Так, при отработке лав прямым ходом в пределах этажа или яруса: применение столбовой системы разработки с возвратноточной схемой проветривания выработок выемочного участка (рис. 2); комбинированной системы с прямоточной схемой проветривания горных выработок (рис. 3, 4). При отработке лав прямым ходом: применение сплошной системы с прямоточной схемой проветривания горных выработок (рис. 5), комбинированной системы с прямоточной схемой проветривания (рис. 6) и других компоновках горных работ.

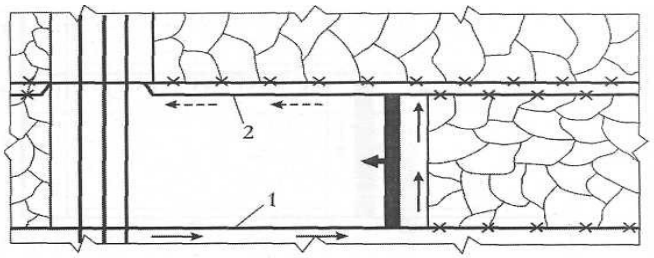


Рис. 2. Столбовая система разработки с возвратноточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка, отработка лавы обратным ходом: 1 – пластовый штрек, погашаемый вслед за подвиганием лавы; 2 – то же, присечной вентиляционный штрек

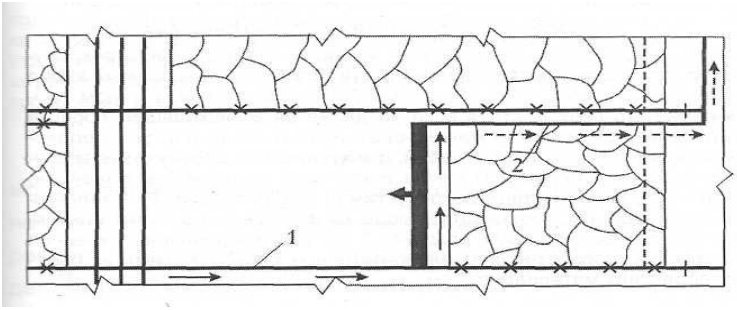


Рис. 3. Комбинированная система разработки с прямоточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка, отработка лавы обратным ходом: 1 – пластовый штрек, погашаемый вслед за подвиганием лавы; 2 – присечной вентиляционный штрек, проходка его ведется вслед за подвиганием лавы; 3 – фланговая наклонная выработка для отвода исходящей вентиляционной струи

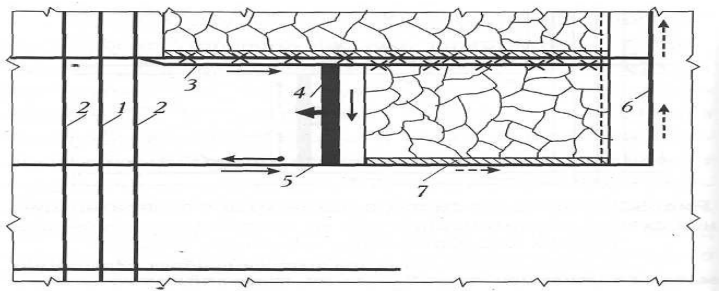


Рис. 4. Комбинированная система разработки с прямоточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка, отработка лавы обратным ходом: 1 – конвейерный уклон; 2 – ходки; 3 – присечной штрек, служащий для подачи в лаву свежей струи воздуха и погашаемый вслед за ее подвиганием; 4 – очистной забой, в его призабойном пространстве свежая струя воздуха движется в нисходящем порядке (по падению пласта); 5 –штрек, поддерживаемый позади очистного забоя; движущаяся по штреку струя воздуха (подсвежающая) разбавляет в исходящей из лавы струе концентрацию метана до допустимой величины; 6 – фланговая наклонная выработка для отвода из выемочного участка исходящей вентиляционной струи; 7 – комбинированная охранная конструкция (полоса) из деревянно-бетонных блоков и смеси из быстротвердеющих материалов

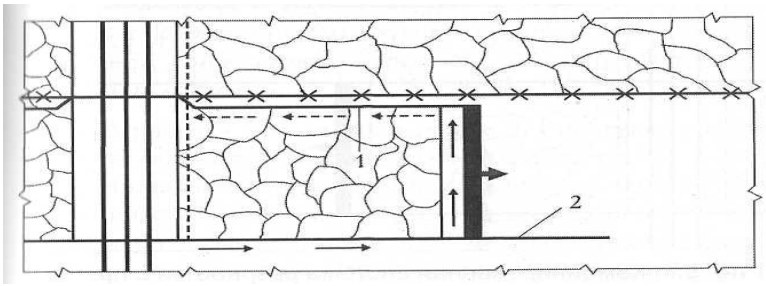


Рис. 5. Сплошная система разработки с возвратноточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка, отработка лавы прямым ходом: 1 – присечной вентиляционный штрек, проходимый вслед за подвиганием лавы, выемка угля лавой и проведение присечного штрека начинается только после прекращения очистных работ в верхнем (по восстанию) этаже или ярусе; 2 – штрек, проходка его осуществляется впереди лавы за пределами зоны проявлений временного опорного давления

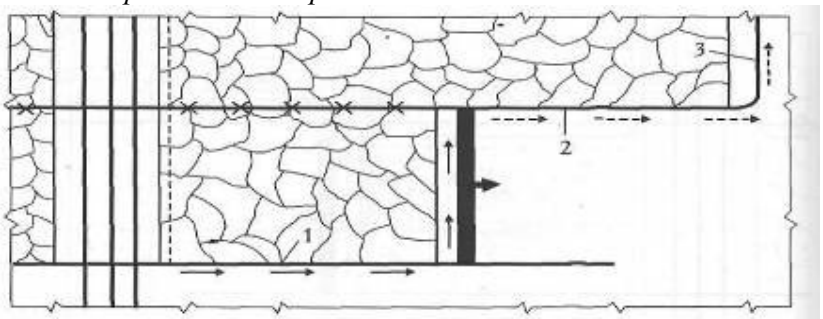


Рис. 6. Комбинированная система разработки с прямоточной схемой проветривания горных выработок выемочного участка, отработка лавы прямым ходом: 1 – штрек, проводимый впереди лавы за пределами зоны проявлений временного опорного давления; 2 – бывший откаточный или конвейерный штрек, используемый повторно в качестве вентиляционного и погашаемый вслед за подвиганием лавы; 3 – фланговая наклонная выработка для отвода из выемочного участка исходящей вентиляционной струи

Из приведенных вариантов отработки лав обратным ходом с прямоточной схемой проветривания лучшим по безопасности производства является поддержание позади лавы штрека для отвода на фланговую наклонную выработку исходящей вентиляционной струи (рис. 4). При этом возрастают возможности повторного использования штреков при отработке запасов нижнего по падению этажа или яруса, так как появляется возможность избавиться от проведения верхнего присечного штрека. На газоносных пластах по фактору проветривания, как правило, есть возможность обеспечить значительно большую нагрузку на очистной забой по сравнению с использованием возвратноточной схемы проветривания.

При оценке и обеспечении устойчивости пластовых подготовительных выработок на угольных пластах, склонных к ГДЯ, высокая надежность выполняемых мероприятий может быть достигнута только выполнением в конкретных условиях работ по оценке напряженного и газодинамического состояния угольных пластов. В этом случае прямо или косвенно будут учитываться реальные условия и особенности ведения горных работ на данном участке, такие как категория опасности пласта по ГДЯ, система разработки, способ выемки угля, скорость подвигания забоя, способ управления горным давлением и т. п. Правильно выбранная система разработки и схема проветривания позволит не только повысить безопасность ведения работ, исключить аварии с возможными тяжелыми последствиями, но и улучшить технико-экономические показатели работы участка, шахты.

Prof. Józef Dubiński, PhD DSc Eng.
Assoc. Prof. Marian Turek, PhD DSc Eng.
Assoc. Prof. Jan Wachowicz, PhD DSc Eng.

HARD COAL MINING AND THE IDEA OF SUSTAINABLE DEVELOPMENT

1. Introduction

Hard coal mining has a significant position in the Polish economy. The dynamic period of mining transition from the command-distribution economy to the market economy required in the aspect of functioning in the European Union changes both in the area of mining practice and scientific research. The significant reduction of hard coal production in Europe is on the one hand a result of exhaustion of deposits exploited through many centuries and on the other hand a result of relatively high coal production costs in comparison with the possibility to obtain coal by means of purchases on the world market. The world economy does not resign from the use of coal resources, and Poland still has considerable resources, not only documented ones, but also possible to be discovered. The resources occurring in Poland are significant, but this is not the main problem of the sustainable development of the mining sector. The attention of entrepreneurs must be directed to the economic effectiveness of exploitation, which creates the chance to win hard coal profitably, and the realisation of the mining production process itself should take place in conformity with the sustainable development rules. The basis of these activities is such a management, which allows to integrate the following objectives:

- technical-economic,
- environmental,
- social,
- administrative.

It should be stressed that both in the economy of Poland and of the European Union, which are subject to globalisation processes, a very essential problem apart from the economic effectiveness is the problem how to ensure to the societies rational employment in conditions of care of the natural environment. Underground mining is an important and first link of the employment chain, with a more significant potential than the so-called processing industry.

Sustainable development is a continuous process, and not a temporary undertaking, with distinctly outlined boundary conditions, defined objectives and ways of their realisation (Fig.1). The basis of such a development is the continuous realisation of the mining production process in its three basic dimensions: technical-economic, ecological and social. Pressure on one of the three dimensions mentioned above leads in the end to a critical situation in the whole area of enterprise activities. Unfortunately, still a lot to be desired leaves the state of technical, economic and legal instruments, which remain non-integrated in the system of the three dimensions mentioned above.

When establishing the strategy of mining enterprises, very important from the viewpoint of their functioning is the appropriate construction and continuous improvement of the management process mechanisms, which in an almost automatic way enable the alignment of levels in all (three) dimensions at the same time. Obviously, an ideal solution is the durable balance in all three dimensions, thus the economic development, social and rational use of environment's resources. Necessary is an efficiently functioning mechanism of level development correction, based on a peculiar principle of connected vessels. Maintaining of a constant increase of a mining enterprise's value requires in particular the development of technology, its quick implementation, what can be effectively realised with the support of scientific teams.

All economic activity connected with coal exploitation is characterised by a significant hazard of negative impact on the state of the local natural environment. This impact comprises first of all the so-called mining area, i.e. the space covered by harmful influence of mining activities of the mine.

In the case of coal mining the negative impact on the environment is enhanced by the coal upgrading process, when the technologies used cause the creation of huge waste quantities. The realisation of the extraction process is connected with dewatering of considerable rock mass parts. Also the applied extraction system, in particular the system of roof control, elimination of the worked out space, influence the state of the surface of overlaying terrain.

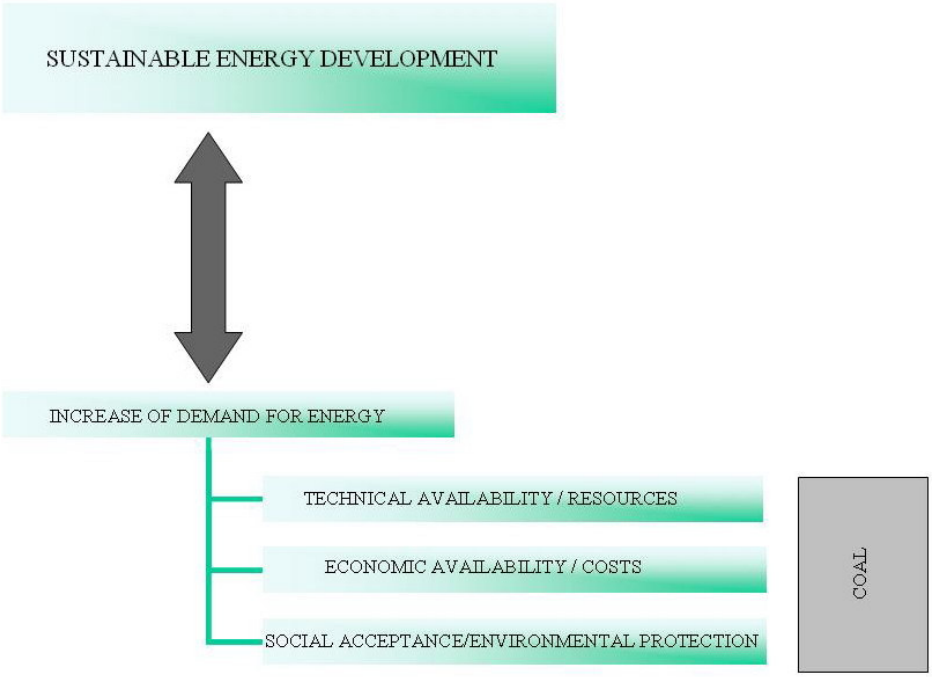


Fig. 1. Basic criteria of sustainable energy development based on hard coal

The commonly used in the Polish hard coal industry mining system with roof caving increases in an essential way this impact. The mines similarly as other subjects of economic activities are directed towards the economic aspect of usable mineral production, therefore they as a standard use currently highly efficient technologies. This causes hazards that frequently are a new, extremely dangerous quality within the issues of negative impact of mining on the natural environment. As

special hazard can be considered mining tremors and discontinuous deformations, connected first of all with the increasing output concentration.

2. Cost of coal winning

It is commonly known that the market value of a product is determined by its price, and the price is formed by the supply and demand. These relations in processing enterprises are in general obvious and simple, however, when we consider underground deposits exploitation, the situation becomes more complicated. This results from the following reasons:

- policy of the state which can make difficult or facilitate the achievement of production profitability,
- relation between the coal production cost and coal price.

The connection between the cost and price is in mines definitely lower than in processing enterprises. The product is in the processing industry in general qualitatively better if we use more expensive components with higher performance outlays. In the process of mineral raw materials winning in general there does not exist a natural relationship between the output cost and the price. For underground deposit mining characteristic is the distinctly limited impact of the mine on the product's features and obtained price, which has a quite casual connection with the production cost. So formulated requirements and limitations practically do not hinder the mine as regards its production decisions. The sphere of economic effectiveness of mining production almost completely depends on the entrepreneur, who undertakes the risk of deposit mining.

Thus in determined deposit natural conditions and in conformity with the compulsory law the entrepreneur should conduct the activities in such a way that he/she gains economic benefit. In Polish conditions the obligatory legal order imposes the obligation to work out a deposit management project and plan of mine operation. These documents put in order the deposit mining process jointly with the necessity to work out the balanceability criteria and to keep evidence of resources and losses.

In the sphere of requirements concerning the output cost level in the obligatory in Poland legal order we can mention the regulations of the way of establishing and confirmation procedure of mineral deposit balanceability, included in the Geological and Mining Law and Order of the Minister of Environmental Protection. The conditions occurring in the deposit influence in an essential way the cost level, whereas the legal regulations influence the increase or decrease of costs. As a result, in mining production costs we can distinguish two groups of costs.

The first group comprises the costs of mine functioning together with costs relating to meeting the requirements of safe mine operation, including the common safety and environmental protection jointly with resources. This cost is a factor that jointly determines the volume of profit, and when assuming the invariability of the selling price during short periods, it is a factor deciding about the volume of profit. In these conditions the profit increase can be achieved by means of extension of the volume of production and sale, improvement of quality and size grades as well as prime cost reduction.

The increase of production volume in conditions of the given technical equipment is possible and advisable only to some limits. When exceeding these limits, further increase of production can involve a considerable cost increase or quality worsening, or both these factors jointly. The decrease of prime costs cannot be considered paying attention exclusively to the reduction of indices. It is also necessary to discern the sources of this reduction, first of all with respect to technical improvements and streamlining the organisation of production processes, organisation of work and management.

The realisation of the mining production process is connected with the adoption of determined technical and organisational solutions, including the realisation of preventive actions in the field of mining hazards control and environmental protection. These activities generate expenses in the mineral winning process, and the impact of these expenses on the cost of sold coal is differentiated. The wide use of technical solutions, often very modern and advantageous because of mine operation safety increases the production costs. However, in general it happens that the use of more ex-

pensive equipment ensuring safety improvement causes, in spite of the higher purchase price, the reduction of production costs, and not their increase.

The second group of costs is connected with the remuneration for the settlement of the mining usage and exploitation fee. The mining usage fee depends on the potential deposit profitability and entrepreneur's involvement in exploitation and recognition operations, while the exploitation fee is connected with the mineral's price.

Production activities in mines are realised in conformity with the determinants defined in the concession, deposit management project and operation plan on the basis of the technical-economic plan. In connection with the lack of possibilities of sale of coal quantities assumed in long-term projects of mine functioning, the achievement of additional accumulation from sale requires cost reduction. This necessary led to:

- reduction of the production ability of mines,
- simplification of the mine model,
- optimum use of machines and equipment and the whole possessed property.

In Polish conditions in the sphere of resources their division on account of economic significance into geological balance, commercial and recoverable resources are taken into consideration. The subject of mining constitute recoverable resources, and the commercial resources constitute the extraction potential, however, taking into account the losses resulting from the adopted mining system, they cannot be fully exploited. Thus the production ability of the mine and its individual links are determined on the basis of the recoverable resources state.

From the viewpoint of resources classification for exploitation, the basic criterion is the exploitation profitability of individual seam parts, when fulfilling such fundamental conditions as:

- protection of other seam parts,
- protection of surface objects,
- possibility to conduct safe extraction.

In the end followed the departure from the extraction of thin, strongly inclined and irregularly occurring seams as well as seams with natural hazard accumulation. Therefore followed a considerable decrease of resources, including the commercial ones, what has been illustrated in Table 1.

Table 1

Change of coal resources within the period 1990-2005

The state of resources on	Balance resources million tons	Commercial resources million tons	Recoverable resources million tons
31.12.1990	29 563	16 803	12 367
31.12.1995	23 948	11 381	8 390
31.12.2000	16 590	7 830	5 479
31.12.2002	15 910	7 371	5 086
31.12.2003	16 048	7 099	4 759
31.12.2004	15 937	6 920	4 513
31.12.2005	15 717	6.0	3 807

The production ability of basic technological links, i.e. the extraction front, vertical transport and coal mechanical preparation plant should be harmonised in a suitable way. It is worth to draw the attention to the fact that the resultant production ability is shaped on the level of the lowest production ability of individual links of the production process.

Mining operations in Polish hard coal mines are conducted using the longwall system. In the last a dozen or so years one systematically aspired to the increase of output concentration, treated as the output volume per mine element. The increase of this index constitutes output increase from individual longwalls, what in the case of a determined output level of the mine entails the reduction of the number of longwalls, simplification of the structure of openings and development workings, reduction of employed workers, and in the end the decrease of output costs. The selected indices characterising the process of changes in the hard coal mining industry within the period 1996-2005 illustrates the Table 2.

3. Safety

The aspiration to cost reduction in hard coal mines is a natural necessity in the market economy. The increase of costs would create a situation, where mining production would be senseless as economic activity.

One of the fundamental directions of activities is the rise of the output concentration level understood as the quantity of tons of coal output in a time unit per an element involved in the production process. It seems that the thesis stating that the concentration growth causes cost reduction is and will be unquestioned. However, the problem appears, how concentration influences the safety level of mine operation and employed people. In the literature appear here quite unambiguous statements, namely:

- positive impact in the case of fire, climatic, water and radiation hazards,
- negative impact in the case of methane, rockburst, seismic and associated hazards,
- negative and positive impact in the case of the dust hazard.

In the Polish hard coal mining sector in the period of the last years many changes took place, which decidedly influenced the work safety. The changes, both quantitative and qualitative, caused the increase of the natural hazard level.

This concerns particularly catastrophic hazards, the source of which are methane emissions, seismicity and rockbursts, fires and the climatic hazard. The state of the accident rate, which is an explicit safety level measure, shows the weak sides of course of the mining production process. The state of natural hazards is a consequence of:

- natural conditions,
- course of hitherto conducted extraction processes,
- technologies of mining operations conducting used currently.

Unfortunately the state of natural hazards in the Upper Silesian Coal Basin, where almost all mines are located, increases. In this situation one should pay attention to the improvement of work safety as one of the fundamental categories of realisation of the sustainable development idea in the hard coal mining sector.

Hard coal mining belongs to industry branches with a considerable professional accident rate, in spite of an essential reduction of the number of injuries, observed in the last years. An impact on the accident rate state has first of all the “high primary risk” connected with underground deposit extraction. Such a situation is created by hazards occurring in the mining industry, both natural and technical as well as personal ones. The compulsory regulations and rules of prevention conducting and natural and technical hazard control as well as gained experience and the level of technique and technology allowed to reduce to a great extent the accident rate connected with these hazards. A particular problem, having considerable impact on the safety state are personal hazards, i.e. hazards resulting from the human factors. These hazards are difficult to include in formal standards, because they result from the attitude of workers connected with accidents and occurring social transformations. In order to reduce their effects it is necessary to undertake pro-safety actions, which should be an important aspect of activities in the framework of sustainable development.

Table 2. Formation of technical and economic indices of hard coal mining within the period 1996-2005

No	Specification	Meas. unit	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
1	2	3	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	Number of operating mines	-	58	57	54	48	42	41	41	40	37	32
2	Coal output	mln t	136.2	137.1	116.0	109.2	102.2	102.8	102.1	100.4	99.2	97.0
3	Total coal sale	mln t	133.3	132.6	114.3	108.8	101.0	101.8	100.0	98.5	98.7	94.1
4	of this: - country	mln t	104.5	102.0	86.6	83.6	78.0	79.2	77.1	78.5	77.9	74.6
5	- export	mln t	28.8	30.6	27.7	25.2	23.0	22.6	22.9	20.0	20.8	19.5
6	Unit cost of sold coal	zlotys/t	111.18	125.10	144.16	130.90	129.54	137.42	138.22	142.06	157.44	170.52
7	Average sale price	zlotys/t	104.30	119.55	121.55	117.80	131.91	144.46	142.55	143.17	187.88	191.69
8	Average unit result of coal sale	zlotys/t	-6.88	-5.55	-22.61	-13.10	2.37	7.04	4.33	1.11	30.44	21.17
9	Average employment In the fundamental mine	persons	259 062	244 497	224 519	187 781	159 618	146 344	139 863	135 785	128 729	122 646
10	of this: - underground	persons	200 500	190 994	175 265	144 571	123 912	113 483	108 627	105 797	100 171	95 270
11	- surface	persons	58 562	53 503	49 254	43 210	35 706	32 861	31 236	29 988	28 558	27 376
12	Total productivity	kg/man-shift	2 647	2 858	2 658	3 019	3 287	3 572	3 681	3 683	3 798	3 932
13	Underground productivity	kg/man-shift	5 217	5 623	5 354	6 151	6 635	7 167	7 297	7 341	7 615	8 011
14	Average daily length of operating extraction front	m	63 090	57 902	50 463	48 454	40 133	35 676	33 766	31 714	31 384	29 852
15	Average daily number of operating longwalls		355	302	252	233	183	161	151	144	140	134
16	Average daily output from 1 longwall	t/d	1 678	1 889	1 890	2 210	2 473	2 729	2 875	2 909	2 921	3 035

Accident hazards within the period 1996-2005 presents Table 3.

Table 3

Accident indices of all categories per 1 million tons of output and 1000 persons employed according to the type of hazards – period 1996-2005

Year	Accident indices					
	per 1 mln tons of output			per 1000 persons employed		
	according to hazards			according to hazards		
	natural	technical	personal	natural	Technical	Personal
1996	17.2	21.1	22.7	9	11.1	11.9
1997	14.3	18.2	20.6	8	10.2	11.5
1998	14.2	15.4	18.9	7.2	7.8	9.5
1999	9.9	11.4	12.8	5.7	6.6	7.4
2000	7.7	8.4	9.2	4.8	5.3	5.8
2001	5.8	6.4	7.9	4	4.4	5.4
2002	5.5	6.2	7	3.9	4.5	5
2003	5.7	6.4	7.6	4.1	4.6	5.5
2004	5.2	5.7	7.6	3.9	4.3	5.7
2005	4.7	5.5	6.6	3.7	4.3	5.2

It results from the data presented in the table that a decided and systematic drop of all accidents took place. The structure of individual hazards in the total accident rate was not subject to an essential change. In the case of natural hazards it amounts to 26%, technical hazards to a little more than 30% and personal hazards to nearly 35%.

The level of individual accident risk of mine personnel is measured by the number of the total accident rate per 1000 of employed workers. An important component of the effectiveness of activities in the safety sphere are the numbers of the total accident rate per 1 million tons of output. The above mentioned indices were presented in the table in order to illustrate the tendency of effects of pro-safety actions.

The decrease of the level of individual accident risk of miners in Polish mines is quite distinct with respect to individual types of hazards.

In relation to:

- technical hazards this index decreased from 11.1 in 1996 to 4.3 in 2005,
- natural hazards this index decreased from 9.0 in 1996 to 3.7 in 2005,
- personal hazards we observe a decrease from 11.9 in 1996 to 5.2 in 2005.

Table 4

Type of risk and the accidents of all categories within the period 1996-2005

Year	Type of hazard									
	natural		technical		personal		other		total	
	number	%	number	%	number	%	number	%	number	%
1996	2342	25.6	2878	31.4	3093	33.8	845	9.2	9158	100.0
1997	1962	24.5	2497	31.2	2815	35.1	736	9.2	8010	100.0
1998	1596	26.7	1727	28.9	2116	35.4	540	9.0	5979	100.0
1999	1080	26.6	1241	30.6	1400	34.5	335	8.3	4056	100.0
2000	750	27.6	826	30.4	906	33.4	232	8.5	2714	100.0
2001	566	26.6	624	29.3	772	36.3	165	7.8	2127	100.0
2002	535	27.0	610	30.7	683	34.4	156	7.9	1984	100.0
2003	544	26.9	608	30.0	729	36.0	143	7.1	2024	100.0
2004	491	26.1	536	28.45	715	37.95	142	7.5	1884	100.0
2005	456	25.5	532	29.8	642	35.9	158	8.8	1788	100.0
Total	10322	26.0	12079	30.4	13871	34.9	3452	8.7	39724	100.0

It should be stated that in the beginning of the presented period a decided improvement in the area of individually suffered professional risk can be observed. Unfortunately, the further years show a stagnation in this field.

A distinct decrease tendency can be stated when we analyse the indices of the general accident rate per 1 million tons of output in 1996-2005. This parameter for accidents connected with:

- natural hazards decreased from 17.2 in 1996 to 4.7 in 2005,
- technical hazards decreased from 21.1 in 1996 to 5.5 in 2005,
- personal hazards decreased from 22.7 in 1996 to 6.6 in 2005.

4. Essence of environmental protection in mining areas

Taking into consideration the arguments presented above, actions are necessary that will minimise the negative effects of mining activities. In particular it is necessary to lead the surface condition to a state being in conformity with the local land development plans in the process of technical and biological reclamation, or to reduce stresses in the disturbed rock mass structure.

It is worth to emphasise that the reclamation of terrains degraded by mining activities is not a short-lived and cheap process. It should be taken into consideration that obtaining the consent to conduct the extraction process by means of methods used hitherto is extremely difficult, and this matter will be still more difficult in the future.

Thus more and more significant is suitable conducting of the extraction activity that ensures most effective national environment protection, based on proceeding patterns and appropriate mining prophylaxis, worked out in everyday cooperation of science and mining practice.

Hard coal mining, independently of applied coal extractive systems, causes determined, negative effects in the environment. Non-intended and practically impossible to elimination phenomena accompanying the underground extraction of hard coal seams are especially noxious in a strongly urbanised and industrialised area.

The technologies used in extraction and mechanical preparation activities have an essential influence on the type and character of effects that may appear in connection with the production process on the surface of the mining area. The basic ecological problems of the hard coal mining industry are:

- saline waters as effect of dewatering of underground mine workings,
- mine wastes,
- degraded areas, transformed in consequence of mining activities,
- emissions of dust and gas pollutions into the atmosphere,
- mining damages and rock mass impact on structures, roads, infrastructure, forest grounds.

A lower significance in the impact of hard coal mines on the natural environment have other factors, such as consumption of surface waters for industrial objectives, discharge of domestic wastewaters, cooling waters and industrial wastewaters into surface waters, as well as production of other wastes than mining ones. We cannot pass over such factors as high-energy tremors or discontinuous deformations on urbanised areas.

It is necessary to mention underground fires, because in some mines they constitute a very serious hazard on account of considerable quantities of greenhouse and toxic gases, harmful for people and the environment.

Thus the essence of environmental protection in mining areas comes down to activities aiming at:

- ensuring of common safety on the surface, especially regarding building objects and technical infrastructure, and first of all the local society,
- maintaining of functioning values of the natural environment on the surface,
- environmental management in accordance with the destiny.

Mining exploitation can cause periodical restrictions in the use of grounds, as well as building objects including dwelling-houses, therefore occurs social acceptance for production process conducting.

The quantity of chlorides and sulphates ($Cl^- + SO_4^{-2}$), discharged by the hard coal mining industry along with underground waters into surface reservoirs and sewage system installations was successively subject to considerable reduction within the period 1996-2005, what presents Table 5.

Table 5

Specification of chloride and sulphate quantities

Year	Salt load discharged (thous. of tons)
1996	1 631.9
1997	1 535.6
1998	1 453.2
1999	1 264.7
2000	1 182.9
2001	1 135.5
2002	1 159.8
2003	1 298.8
2004	1 361.0
2005	1 440.4

Excessive salinity of waters causes increased expenditures for water treatment. This constitutes a serious hazard for water resources, harmfully influences the biocenosis of rivers, causes increased corrosion of machines and appliances in production plants using saline water, heating and water-sewage installations, and seriously restricts the possibility to use waters for the needs of industry, municipal economy and agriculture.

In 2005 the mining industry decreased in relation to 1996 the discharge of chlorides and sulphates by a little more than 191.5 thousand tons. This advantageous both for the environment and mines tendency, appearing in constant decrease in the last a dozen or so years quantities of discharged chlorides and sulphates, was the result of several reasons, of which as the most important should be mentioned:

- application of more effective technical and organisational activities in order to specify and restrict the quantity of inorganic pollutions introduced together with mine waters into the environment,
- excluding of determined mine panels from exploitation in connection with their partial or entire abandonment,
- increase of influence of economic mechanisms in the form of fees relating to the economic use of the environment through increasing rates and unit fees in the part concerning the discharge of saline underground waters,
- application to a wider extent of new, economic pro-ecological techniques and technologies, being effective with respect to the limitation of the salt charge pumped out to the surface and independently, management of a part of saline waters on the surface.

From among the methods used by mines the following should be mentioned:

- tight damming of mine workings out of operation and water pressing beyond the dams,
- sealing of mine workings with respect to sections with intensive water inflow,
- closure of exploratory- and methane drainage boreholes,
- storage of saline waters in post-extraction gobs,
- selection of underground waters and their use for technological objectives underground and on the surface,
- thermal utilisation of saline waters,
- depositing of saline waters underground in mixtures with smoke-box dusts and flotation wastes,
- modernisation of systems of the hydro-technical method of river protection against excessive salinity,

- use of underground waters as a source of industrial water (and possibility drinking water), enabling also the protection of water resources through the reduction of water consumption from surface sources.

Similarly as in the case of salt discharged to the environment, also the quantity of mine wastes stored on the surface was successively subject in the period 1996-2005 to considerable limitation – what has been presented in Table 6 below.

Table 6

Specification of the quantity of mine wastes stored on the surface

Year	Mining wastes stored on the surface (thousand tons)
1996	21 875
1997	19 887
1998	13 217
1999	9 906
2000	5 989
2001	3 510
2002	1 362
2003	374.0
2004	304.0
2005	293.0

In comparison with the year 1996, the quantity of mine wastes stored by the coal industry in 2005 on own and outside waste disposal sites decreased by nearly 21 582 million tons. Storing on the surface is the least advantageous way of mine waste use, because it causes numerous side effects regarding the natural environment and a noxious way of mining waste management on account of steady impact on the environment and increased storage fees. To this profitable both for the environment and mines tendency, appearing in the decrease of the quantity of mine wastes stored on the surface in the years 1996-2005, contributed several factors, from among of which as the most important should be mentioned:

- excluding from extraction of determined mine panels in connection with their partial or entire abandonment,
- limited surface of waste disposal sites and lack of new places for waste storage,
- growth of the economic impact of fees relating to the economic use of the environment as a result of increasing every year rates of unit fees in the part concerning mine waste disposal on the surface,
- taking into consideration the requirements of the compulsory law on wastes,
- use to a wider extent of new, economic techniques and technologies enabling the reduction of output contamination with waste rock and independently managing mine wastes on the surface and in underground mines.

From among the methods which the mines used the following should be mentioned:

- use of wastes for engineering and hydrotechnical operations covering: terrain levelling (including the removal of mining damages), construction of roads and railway lines, construction of embankments of water reservoirs, construction of flows, sedimentation basins and river embankments in areas covered by mining exploitation, elimination of overflow land, construction of waste disposal sites, terrain reclamation, construction of waste disposal sites for power plant waste, waste disposal in mine workings both through the use of stowing (filling) and underground storage (including also power plant wastes and own, saline underground water),
- use of mine wastes for the production of building materials.

In the period 1996-2005 the mining industry has considerably reduced also the effects of unfavourable impact on the environment through the reclamation and management of grounds degraded by mining activity. The changes in this field were presented in Table 7.

Table 7

Reclaimed and managed surface

Year	Reclaimed and managed surface (ha)
1996	348.7
1997	337.2
1998	169.7
1999	181.2
2000	450.1
2001	98.0
2002	88.1
2003	71.8
2004	133.2
2005	127.0

In the hard coal mining industry among one of more noxious (particularly for the local society) impacts are counted ground surface transformations. Conducting in the discussed period of a wide prophylaxis of reclaiming and managing operations allowed to a great extent to mitigate the effects of mining exploitation. However, it was not realised in a sufficient range according to the opinion of inhabitants of mining areas.

To the reclamation and management through the mining sector in the period 1996-2005 of so considerable surface of degraded areas contributed mainly:

- introduction of new technologies of mine waste dumping into the practice, which allow to construct reclamation objects, safe for the environment. These new technologies are first of all: modern transport on dumping sites, arrangement of material in layers ,thickening and sealing conducted from the dumping site boundaries, progressing detailed reclamation and considerable reduction of costs of dumping object construction,
- increase of economic influence of fees relating to economic environment use as a result of increasing every year rates of unit fees in the part concerning mine wastes disposal on the surface, what in consequence has caused a considerable increase of the share of these hitherto stored wastes in the direction of their use in reclaiming technologies,
- taking into consideration the requirements of the compulsory act on the protection of agricultural and forest grounds, containing fundamental legal regulations concerning problems connected with the reclamation of degraded terrains.

In mining areas, a deciding outside factor influencing directly the terrain's surface and existing on it structures is the impact of mining exploitation. It can cause the occurrence on the surface of deformations of continuous and discontinuous character. Discontinuous deformations, the range of which in principle does not exceed the extraction outlines, occur in the form of fissures, thresholds, collapse sinks and craters, causing the subsidence of terrains and situated on it objects. Continuous deformations, in the form of depression synclines of a range exceeding considerably the outlines of the mine panel, cause dislocations of the terrain's fragments or structures, changes of inclination of the terrain's surface and its deformations. Economic reasons dictate the necessity of output concentration growth, among others by means of increase of longwall advance. This circumstance is on account of the protection of building objects generally an unfavourable phenomenon. The final effect of extraction velocity increase in the protection of building objects and infrastructure is the effect of overlapping of many factors, and in the aggregate it can be for these objects both favourable and unfavourable.

5. Summary

The realisation of the strategy of sustainable development should be based on the maximum use of market mechanisms, maintaining the necessary range of the state's interventionism. The management of the mining production process in conformity with the sustainable development rules depends on the realisation of various activities or use of a number of tools. An essential role play legal

instruments regulating the environment use in economic activity. The tool of improvement of the functioning effectiveness of mining enterprises is the so-called Integrated Management System. Its task is steady rationalisation of individual links of the production process, including also the areas of work safety and environmental protection from the point of view of obtaining the best economic effects. The functioning systems force a system approach to the solution of problems already on the planning stage, what facilitates undertaking of preventive actions. The production process in mines is subject to changes, which result from the technical progress. A considerable part of these changes concerns the work safety scope. The level of hazards and significance, which the mines attach to their combating, has its reflection in the structure of their functioning. Suitably developed services are involved for instance in the seismic hazard control. The technical progress and cooperation with scientific-research units (for example with the Central Mining Institute) allowed to eliminate or considerably reduce the potential effects of natural and technical hazards.

The selection of activity priorities should be understood as the application of the selection method of most important tasks. Their realisation should ensure the meeting of requirements concerning environmental protection and temporary maintaining of tasks, which do not essentially influence the mine's impact on the natural environment. The selection of ways of objective achieving should be treated as the selection of best available techniques and technologies, the application of which does not cause excessive costs relating to the environment.

References

1. Dubiński J.: Fundamental problems characterising the relation between the process of restructuring of the Polish hard coal mining sector and the man and environment. In "Man and environment towards the hard coal mining restructuring process" (in Polish). Collective work edited by J. Dubiński. Library of the Underground Exploitation School, series with the Mining Lamp, No 6, 2001, p.3-13.
2. Ministry of Economy. Information about the course of realisation of hard coal mining reform (in Polish). Annual report for 2000. Warsaw, February 2001.
3. Programme of hard coal mining restructuring in Poland in the years 2003-2006 with the use of anticrisis acts and initiation of privatisation of some mines, adopted by the Council of Ministers in 20 November 2002 (in Polish). (with corrections resulting from the agreement between the government side and trade union side of 11 December 2002 and corrections resulting from the sector's legal state on 10 January 2003). Ministry of Economy. Labour and Social Policy. Warsaw, January 2003.
4. Programme of environmental protection for mines and plants being members of the Coal Company JSC (in Polish). Katowice, April 2004.
5. Ecological policy of the state for the period 2003-2006 taking into account the perspectives for 2007-2010 (in Polish). Document adopted by the Council of Ministers, Warsaw, December 2002.
6. Hard coal mining restructuring in Poland in the period 2004-2006 and strategy for the years 2007-2010 (in Polish). Ministry of Economy, Labour and Social Policy, Warsaw, April 2004.
7. Turek M.: Changes of mine structures and technical-economic indices in the hard coal mining restructuring process (in Polish). Monograph, Edit. GIG (CMI), Katowice 2003.

УДК 622.272:622.235

© Ю.П. Капленко,
В.А. Колосов

К ВОПРОСУ ВЫБОРА СПОСОБА ОТРАБОТКИ МЕЖДУЭТАЖНЫХ ЦЕЛИКОВ

Обґрунтовано вибір способу відпрацювання міжповерхових ціликів, визначення параметрів буропідривних робіт і схеми підривання.

Обоснован выбор способа отработки междуэтажных целиков, определение параметров буровзрывных работ и схемы взрывания.

The choice of method of working of level pillars is grounded, determination of parameters of the blast and drilling work and chart of explosion.

В условиях рыночных отношений важнейшим показателем, обеспечивающим конкурентную способность шахт на внутреннем и внешнем рынках, является содержание полезного компонента в добытой руде. При добыче руд системами разработки с открытым очистным пространством на больших глубинах и ростом напряженно-деформированного состояния пород основными источниками их разубоживания является примешивание пустых пород при отработке междуэтажных целиков. Кроме того, при отработке потолочин зависание руды на лежачем боку залежи приводит к существенным потерям полезного ископаемого и соответственному снижению технико-экономических показателей очистной выемки. Известные способы добычи руды, зависшей на лежачем боку залежи, требуют дополнительных затрат на их реализацию. Изложенное обусловливает необходимость изыскания новых технологических решений при отработке междуэтажных целиков.

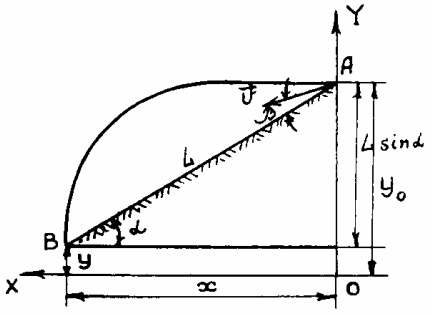


Рис. 1. Принципиальная схема обрушения массива потолочины торцевыми зарядами

При обрушении междуэтажных целиков скважинными зарядами, ориентированными параллельно обнаженной поверхности, возможно, и в практике взрывных работ имеет место нарушение технологии за счет потери части скважин в результате сводообразования горизонтального обнажения. Этот ущерб может быть уменьшен, когда скважины направлены к обнаженной поверхности, так как частичная их потеря не приведет к нарушению технологии взрывных работ.

Кроме того, известно, что при взрыве заряда ВВ образуется ударная волна. Согласно [1-3], коэффициент перехода энергии ВВ в энергию ударной волны зависит от свойств горных пород и составляет 0,4-0,6. Повышение п.д. взрыва, в первую очередь, связано с полнотой использования энергии ударной волны непосредственно на дроблении. При этом резко уменьшаются потери энергии и сейсмическое действие взрыва.

Установлено [3, 4], что величина импульсов, действующих на боковую и торцевую поверхности колонкового заряда, различна. Удельный импульс, действующий на торцевую поверхность заряда, существенно выше. Его величина определяется соотношением между скоростью детонации и скоростью распространения возмущений в среде. Следовательно, величина динамических напряжений и качество дробления руды будет существенно выше в той части массива, куда направлена детонационная волна. Энергия детонационных волн частично используется на дробление, при торцевом расположении колонковых зарядов относительно обнаженной поверхности.

Кроме того, ориентирование скважинных зарядов в направлении обнаженной поверхности позволяет в широких пределах регулировать направление полета взорванной горной массы. Это направление определяется углом наклона к горизонту скважины, взрываемой в первую очередь.

Важнейшим фактором, обеспечивающим высокие технико-экономические показатели при очистной выемке руд камерными системами разработки, являются выбор рационального способа отбойки, направления ведения очистных работ, обеспечивающего минимальное динамическое воздействие на конструктивные элементы системы и оптимальных параметров буровзрывных работ. Учитывая низкий процент использования энергии взрыва на полезные формы работы, при выборе соответствующего способа отбойки имеется возможность осуществить взрыводоставку рудных запасов потолочины к приемным воронкам без увеличения энергетических затрат ВВ при использовании способа отбойки торцевыми зарядами [5].

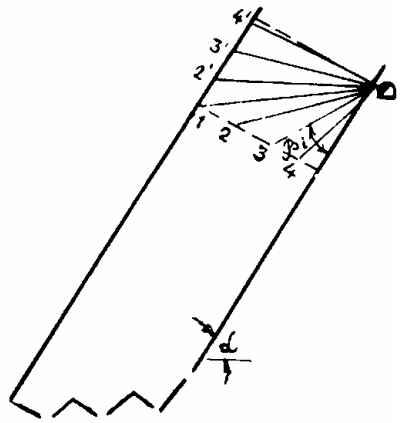


Рис. 2. Схема движения рудной массы

Принципиальная схема обрушения массива потолочины торцевыми зарядами представлена на рис.1.

Как видно из представленной схемы (рис. 1), инициирование скважинных зарядов в последовательности 2-2', 3-3', 4-4' позволяет увеличить длину взрыводоставки за счет изменения угла движения обрушенной рудной массы относительно плоскости висячего бока.

Для установления влияния угла на дальность взрыводоставки совместим оси координат с вертикальной и горизонтальной плоскостями, как показано на рис.2.

Уравнения движения рудной массы в проекциях на координатные оси ОХ и ОУ выглядят в виде:

$$y = y_0 - \frac{gt^2}{2};\ x = ut\cos(\alpha - \beta), \tag{1}$$

где t – время перемещения рудной массы;

u – скорость ее движения;

α – угол падения залежи.

Величины конечного перемещения руды x, y в процессе взрыводоставки можно определить из очевидных равенств:

$$x = L\cos\alpha;$$

$$y = y_0 - L\sin\alpha, \tag{2}$$

где L – расстояние перемещения рудной массы в процессе взрыводоставки.

Подставив значения величин x и y из (2) в выражение (1), при этом исключив время t, окончательно будем иметь:

$$L = \frac{2u^2\sin\alpha\cos^2(\alpha - \beta)}{g\cos^2\alpha}. \tag{3}$$

Скорость движения частиц рудной массы при взрыве торцевых зарядов может быть определена из предположения о неупругом столкновении кусков руды в момент отрыва от

плоскости очистного пространства. Схема направления движения кусков руды при столкновении представлена на рис.3.

При взрыве удлиненных зарядов (рис.3) куски рудной массы, двигаясь по нормали к продольной оси заряда со скоростью $\vec{v}_1$ и $\vec{v}_2$, осуществляют неупругий удар по линии, проходящей через середину угла α_c раствора между скважинами 0I и 0I´ После неупругого удара куски руды продолжают двигаться одновременно в сторону выработанного пространства со скоростью $\vec{u}$.

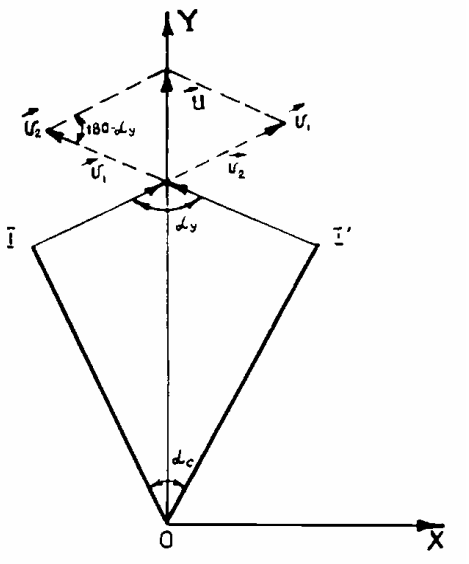


Рис. 3. Схема направления движения кусков руды при столкновении

Для определения величины скорости движения $\vec{u}$ кусков при соударении воспользуемся законом сохранения количества движения:

$$m_1\vec{v}_1 + m_2\vec{v}_2 = (m_1 + m_2)\vec{u},$$

где m_1, m_2 – соответственно масса кусков руды, осуществляющих неупругое столкновение;

$\vec{v}_1, \vec{v}_2$ – соответственно скорость разлета кусков рудной массы;

$\vec{u}$ – скорость движения кусков рудной массы после соударения.

Из векторного треугольника (рис.3) находим:

$$(m_1v_1)^2 + (m_2v_2)^2 - 2m_1m_2v_1v_2\cos(180-\alpha_y) = \left[(m_1+m_2)u\right]^2, \quad (4)$$

где α_y – угол между направлениями векторов скоростей $\vec{v}_1, \vec{v}_2$ до удара.

Величина α_y определяется из выражения:

$$\alpha_y = 180 - \alpha_c,$$

тогда

$$u = \sqrt{\frac{(m_1v_1)^2 + (m_2v_2)^2 - 2m_1m_2v_1v_2\cos\alpha_c}{m_1+m_2}} \quad (5)$$

Учитывая, что масса соударяющихся кусков близка к массе среднего куска, то есть $m_1 = m_2 = m_{cp}$ и соответственно $v_1 = v_2 = v_{cp}$ (при условии, что диаметр скважин и тип ВВ в скважинах 0I и 0I´ идентичны), то выражение (5) может быть представлено в виде:

$$u = v_{cp}\sqrt{\frac{1-\cos\alpha_c}{2}}.$$

В окончательном виде длина взрываодоставки рудной массы при отбойке массива торцевыми зарядами будет определяться при условии $\alpha \geq \beta$:

$$L = v_{cp}^2 \frac{(1-\cos\alpha_c)\sin\alpha\cos^2(\alpha-\beta)}{g\cos^2\alpha}. \quad (6)$$

Дальность $L_в$ в базовых способах отбойки (при ориентации скважинных зарядов перпендикулярно плоскости лежачего бока):

$$L_в = \frac{2v_{cp}^2\sin\alpha}{g}. \quad (7)$$

Эффективность взрывоодоставки при обрушении потолочины торцевыми зарядами по сравнению с базовым способом определится из соотношения

$$\frac{L}{L_в} = \frac{(1-\cos\alpha_c)\cos^2(\alpha-\beta)}{2\cos^2\alpha}, \quad (8)$$

Анализ полученных результатов позволяет сделать вывод, что увеличение дальности взрывоодоставки при обрушении потолочины торцевыми зарядами для углов падения залежи $\alpha = 55\text{-}65^\circ$ будет достигаться при среднем угле раствора между одновременно взрываемыми скважинами в пределах $\alpha_c = 35\text{-}50^\circ$.

Промышленная проверка технологии отработки междуэтажных целиков взрывом торцевых скважинных зарядов произведена на шахте «Гвардейская» ОАО «Криворожский железорудный комбинат» при погашении потолочины в блоке 226-230 залежи «Карьерная». Горнотехнические условия при отработке потолочины характеризуются следующими данными:

- глубина горных работ H = 1110 м;
- площадь горизонтального обнажения S_2 = 1000 м^2;
- крепость руды f = 6-8.

Расчет параметров отбойки производился согласно работы [6].

Результаты расчета приведены в табл. 1

Таблица 1

№ п/п	Показатели	Единицы измерения	При крепости обрушенной породы f = 8
1	Показатель взрываемости руды	-	C_o = 31
2	Величина ЛНС	м	3,1
3	Расстояние между скважинными зарядами	м	3,0
4	Удельный расход ВВ на отбойку	кг/т	0,4
5	Диаметр среднего куска	м	0,23
6	Выход негабарита при кондиционном куске в = 0,40 м	%	2,9
7	Удельный расход ВВ на вторичное дробление	г/т	27,0

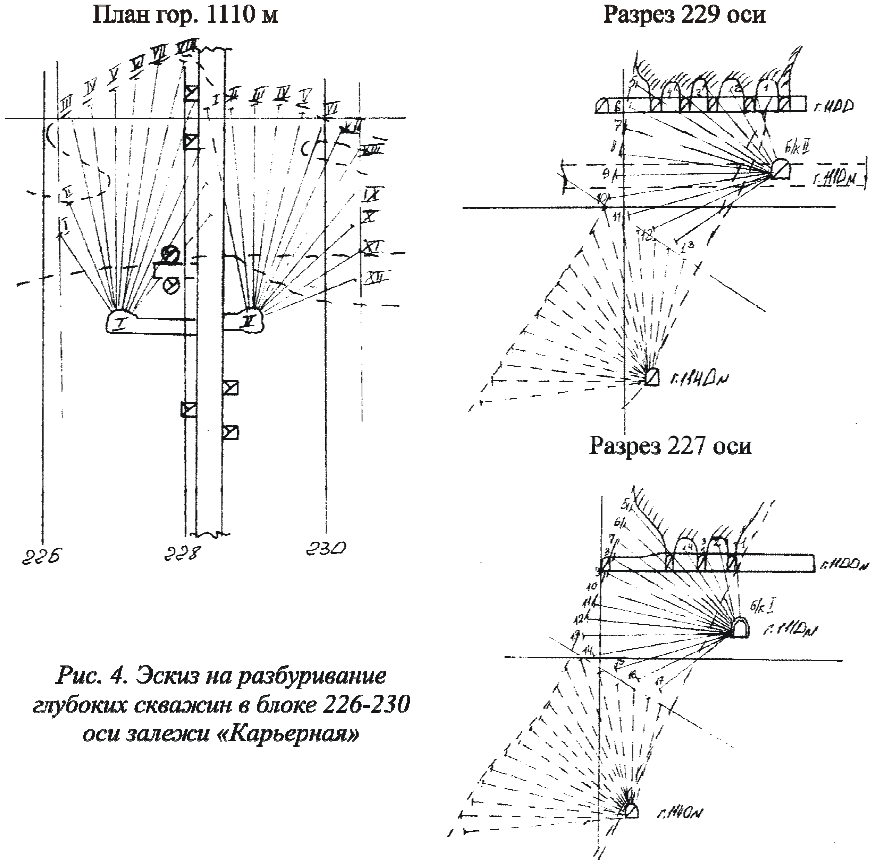


Рис. 4. Эскиз на разбуривание глубоких скважин в блоке 226-230 оси залежи «Карьерная»

Горнотехнические условия обрушения потолочины (см. эскиз на разбуривание потолочины глубокими скважинами в блоке 226-230 залежи «Карьерная» (рис.4) характеризуется следующими особенностями:

– с учетом глубины горных работ и размеров обнажения рудный массив потолочины находится в предельном напряженном состоянии;

– для обрушения потолочины по буровой камере №1(БК-1) выбурены по вертикали 17 рядов скважин по Б/К №2 – 13 рядов, по горизонтали из обеих буровых камер выбурено по 12 вееров скважин.

Угол наклона скважин и их длина по обеим буровым камерам приведены ниже.

Веера по Б/кам II

№		I_i	I_{ii}	I_{iii}	I_{iv}	I_v	I_{vi}	I_{vii}	I_{viii}	I_{ix}	I_x	I_{xi}	I_{xii}
1	70	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13
2	56	15	15	15	15	15	15	15	15	17	17	17	17
3	45	17	17	17	17	17	17	17	17	19	20	20	20
4	38	20	20	20	20	20	20	20	20	20	19	18	17
5	30	28	28	28	28	28	28	28	28	22	22	17	15
6	24	28	28	28	28	28	28	28	28	-	-	-	-
7	16	28	28	28	28	28	28	28	28	20	18	16	15
8	8	28	28	28	28	28	28	28	28	-	-	-	-
9	0	28	28	28	28	28	28	28	28	20	18	16	15
10	-7	29	29	29	29	29	29	29	29	20	18	16	15
11	-14	26	26	26	26	26	26	26	26	21	19	17	16
12	-22	23	23	23	23	23	23	23	23	22	20	17	16
13	-36	20	20	20	20	20	20	20	20	22	19	18	17

Веера по Б/кам I

№		I_i	I_{ii}	I_{iii}	I_{iv}	I_v	I_{vi}	I_{vii}	I_{viii}	I_{ix}	I_x	I_{xi}	I_{xii}
1	85	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13
2	75	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14	14
3	62	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
4	52	17	17	17	17	17	17	17	17	17	17	17	17
5	46	17	19	27	28	28	28	28	28	28	17	17	-
6	40	-	-	27	28	28	28	28	28	28	17	-	15
7	34	15	19	27	28	28	29	29	28	28	18	18	15
8	28	-	-	27	28	28	28	28	28	28	22	-	-
9	22	13	17	27	28	28	29	29	29	28	22	18	16
10	16	-	-	27	28	28	29	29	29	28	22	-	-
11	10	12	15	27	28	29	29	30	30	29	23	18	17
12	5	-	-	28	29	30	30	32	32	30	24	-	-
13	0	12	15	29	30	30	32	34	34	30	25	20	18
14	-7	12	15	29	29	29	30	32	32	29	27	22	18
15	-14	13	16	26	26	26	26	28	28	26	26	22	-
16	-28	14	17	23	23	23	23	27	24	23	23	22	-
17	-36	15	18	20	20	20	20	20	20	20	20	20	-

При использовании порядной схемы взрывания для обрушения потолочины необходимо 14 ступеней замедления. Ввиду того, что электродетонаторы замедленного действия при секундном замедлении имеют большой разброс по времени срабатывая и, что разброс возрастает с увеличением периода замедления, то применение порядной схемы взрывания нецелесообразно.

С целью устранения указанных недостатков разработана комбинированная схема взрывания с вертикальным врубом, которая обеспечивает уменьшение количества ступеней замедления до 9 и равномерный, по всей площади камеры, подход плоскости обрушения к границе раздела «руда-пустые породы» (рис.5), а также высокое качество дробления.

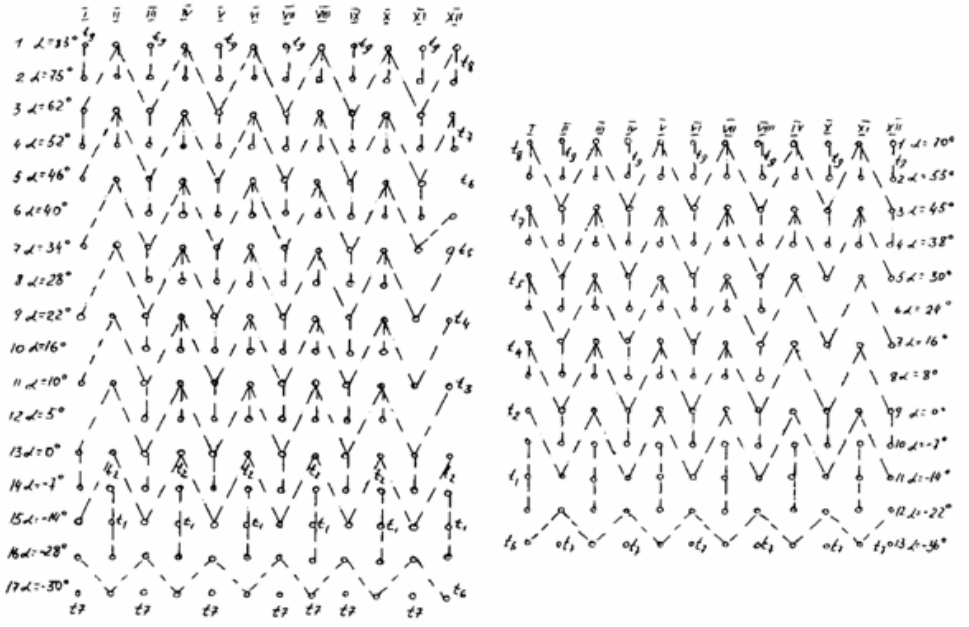


Рис. 5. Рекомендуемая схема взрывания для обрушения потолочины в блоке 226-230 залежи «Карьерная»

Необходимо отметить, что толщина слоя обрушаемого взрывом торцевых зарядов h_c изменяется от 12 м у лежачего бока, до 3 м – у висячего.

Так как значение h_c равно толщине междуэтажного целика, то полнота его отбойки обеспечивается.

Изложенное справедливо при параллельном расположении торцевых скважинных зарядов.

Для веерообразно выбуренных торцевых скважин фактический коэффициент их сближения изменяется от $m = 1,0$ у забоев скважин до $m = 0,2$ у их устья.

Уменьшение значения m в направлении от забоя до устья скважин свидетельствует о соответствующем повышении удельного расхода ВВ на отбойку, что является дополнительной гарантией полноты отбойки торцевыми зарядами.

Кроме того, в процессе развития взрыва происходит изменение поля статических напряжений в массиве горных пород. Скорость перераспределения статических напряжений равна скорости распространения звука в данной горной породе и начинается со взрывом первой скважины, что приводит к изменению формы и параметров зоны загрузки. При этом последующие, по очередности взрыва, скважинные заряды попадают в зону разгрузки, образованную взрывом предыдущих, что также обеспечивает высокую эффективность взрыва.

Внедрение разработанной технологии отработки междуэтажного целика в блоке 226-230 шахты «Гвардейская» с отбойкой руды торцевыми скважинными зарядами позволило снизить разубоживание руды и за счет этого повысить ее качество на 0,41% и дополнительно добыть 10 тыс.т руды за счет снижения потерь руды на лежачем боку залежи.

Список литературы

1. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. «Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород». – М.: Недра, 1982. – 248 с.

2. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974. – 224 с.

3. Капленко Ю.П. Управление взрывами при подземной добыче руд в Кривбассе. – Киев-Донецк: Вища школа, 1977. – 108 с.

4. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. – М.: Физматиз. – 1959. – 800 с.

5. Патент на корисну модель №19803 Україна. Спосіб відбійки корисних копалин свердловинними зарядами / (Капленко Ю.П., Колосов В.О.) №200611047; Заявл. 19.10.2006; Опубл. 15.12.2006. Бюл. №12.

6. Инструкция по выбору параметров буровзрывных работ при отбойке руд глубокими скважинами. Кривой Рог: КГРИ, 1977. – 129 с.

ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВОКРУГ ПРОТЯЖЕННОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Т. Майхерчик, П. Малковский, З. Недбальский

Аннотация: В статье представлены результаты замеров «in situ», полученные в двух протяженных выработках. Исследования проведены с помощью экстензометрического зонда, измерительных анкеров, эндоскопа и гидравлических динамометров. Полученные результаты показывают поведение горного массива около выработок и могут служить основанием для корректировки паспортов крепления.

1. Введение

Проведение горной выработки в породном массиве приводит к нарушению существующего равновесия вмещающих пород и формированию нового равновесного состояния, характеризующегося отличным от первоначального распределением напряжений. Проходящие в связи с сооружением выработки изменения в массиве распространяются на ограниченную зону в ее окружении. Тип и величина таких изменений зависит от многих факторов. Различно происходит этот процесс в хрупких и пластичных средах. Существенно различно распределение напряжений в выработках круглой и прямоугольной (или близкой к ней) формах. Не малую роль играет тип применяемой крепи – ее жесткость и податливость [1].

Для количественного описания процесса смещений массива, находящегося под влиянием образованной полости протяженной выработки, важным является определение размеров зоны деформации вмещающих пород. В непосредственной близости от выработки породы оказываются разрушенными, на некотором удалении незначительно нарушенными, а на определенном расстоянии от контура выработки находится граница зоны неупругих деформаций. Размеры этих зон зависят от многих факторов и в общем случае являются весьма сложными для точного аналитического определения. Основной трудностью в количественном описании зон разрушений вокруг выработки является учет неоднородности и анизотропии вмещающих пород [2, 3]. Поэтому до настоящего времени шахтные исследования являются единственным способом уточнения прогнозируемых зон разрушений для оценки устойчивости подземных выработок [1,4,5].

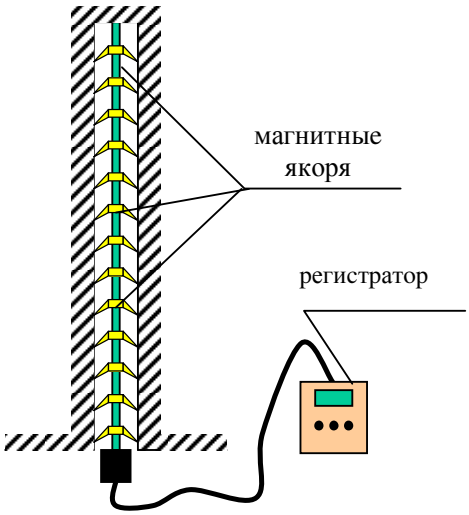


Рис. 1. Схема экстензометрической зонды

2. Аппаратура для замеров

Контроль поведения горных пород вокруг подземной выработки необходимо вести уже во время ее сооружения. Принципы мониторинга зависят, прежде всего, от вида крепи, применяемой в выработке [1,2,3,5,6].

С точки зрения обеспечения устойчивости выработки наиболее важным является два параметра:

– смещения породных слоев вокруг выработки, которые ведут к расслоению пород и формированию зоны нарушений;

– нагрузка от расслоившихся пород, которая должна быть меньше несущей способности крепи.

В протяженных выработках производят замеры расслоений пород при помощи экстензометрического зонда и скважинного эндоскопа, а нагрузку в кровле выработки – при помощи гидравлических динамометров или специальных замерных анкеров.

Экстензометрические зонды весьма точно показывают смещение слоев пород вокруг выработки (точность замера составляет 0,02мм) [1,6,7]. Принцип работы зонда следующий: в

скважину заданной длинны (обычно 6-8м) и диаметра (обычно 40-45мм) вводят до 20 штук пластиковых намагниченных якорей (рис.1).

Якоря распираются о стенки скважины и остаются в ней вместе с вводящей трубкой. Импульс тока, проходящей через зонд, создает магнитное поле, которое воздействует на поля вокруг поочередно расположенных магнитных якорей и указывает на их взаимные перемещения. Чем больше количество якорей, тем подробнее информация о зонах деформирования пород.

Однако, при интенсивном росте расслоений пород сразу после обнажения кровли, запаздывающие наблюдения экстензонометрическим методом не позволяют описать рост трещиноватости пород в первоначальный период. В данном случае для оценки раскрытия трещин целесообразно использовать эндоскоп.

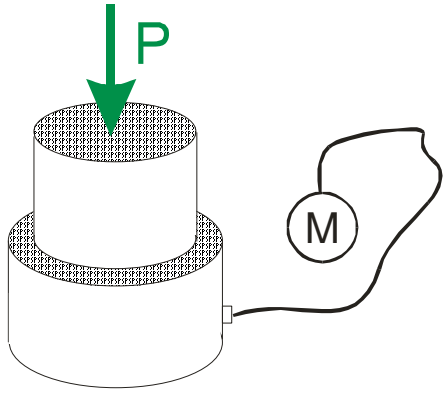


Рис. 2. Схема гидравлическегo динамометра

Основным элементом эндоскопа является головка, в виде трубки диаметром 35 мм и длинной 120 мм, в который вмонтирован объектив. Цикл исследований заключается в перемещении головки вглубь скважины и записыванию на жесткий диск или видеомагнитофон изображения породных слоев и словесного комментария. Обсервация производится обычно в кровле выработки в вертикальных или наклонных скважинах. Благодаря эндоскопическим наблюдениям, проведенным по всей длине скважин в кровле можно определить размеры зон нарушений и границу зоны неупругих деформаций [5,7,8,9].

В случае применения стальной арочной крепи для измерения нагрузок наиболее часто применяют динамометры в виде силовых гидравлических элементов (рис.2) [1,4,5]. Путем замера давления или объема масла в камере динамометра можно определить величину действующей нагрузки. Динамометры устанавливаются непосредственно между верхняком крепи и кровлей выработки или в специально устроенных гнездах под стойками рамы. Конструкция динамометров может существенно отличатся и зависит главным образом от места размещения датчика, а точность замеров зависит от типа измерительного оснащения.

Для исследований нагружения крепи можно применять измерительные анкера. Они представляют собой стандартные анкера, в которых прорезаны симметрично по всей длине два углубления. В них вклеены до 9 пар тензометров (рис.3). Типовое расстояние между тензометрами 225 мм, но на практике это расстояние может быть произвольным. В продольных углублениях к каждому тензометру подходят провода, которые после окончания монтажа заклеивают. Прилагаемая к комплекту проводов вилка позволяет считывать показания. Измерительные анкера обычно располагают в кровле в кровле в направлении перпендикулярном напластованию пород. Это позволяет получать информацию о распределении нагрузки непосредственно в кровле выработки, например, в заанкерованном пакете породных слоев [6,9,10]. Количественные показатели, полученные путем замера, накапливаются в компьютерной базе данных. Программа расчета на ЭВМ позволяет определить продольную силу по оси анкера, а также действующий изгибающий момент возле центра анкера.

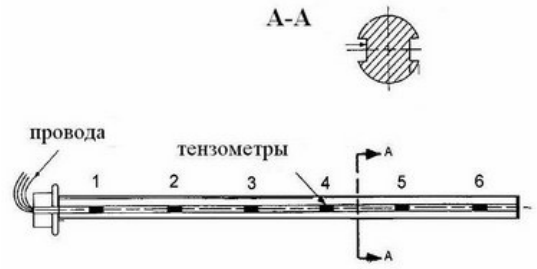


Рис. 3. Схема измерительного анкера

3. Результаты замеров.

3.1 Штрек В-3 – шахта Будрык.

Исследования в штреке В-3 проводились на участке 280-380 м на глубине ок. 980 м на двух замерных станциях. Пласт угля на рассматриваемом участке имел мощность 2,6-2,8 м и наклон 4-8°. Крепь была представлена стальной арочной конструкцией размерами 5х3,5 м с межрамным расстоянием 0,75 м.

В непосредственной кровле залегал аргиллит и аргиллит с песчанистыми примесями мощностью от 2 до 4,5 м, переходящий в алевролит, часто с прослойками песчаника. В почве пласта залегали аргиллит и алевролит с прослойками песчаника, которые локально выступали непосредственно под пластом.

Для оценки проявлений горного давления вокруг выработки представлены результаты замеров экстензометрическими зондами и гидравлическими динамометрами.

Измерения расслоений пород кровли зондами позволяют утверждать, что в зоне исследованного 7,5-метрового столба пород наступает участковое перемещение закрепленных измерительных якорей. Это следует из того, что перемещению подверглись соседние слои кровли различной мощности (от 30 см до 3 м).

Равно под взглядом качественным, как и количественным картина расслоений пород кровли, находящихся даже в близком отдалении друг от друга, весьма различна.

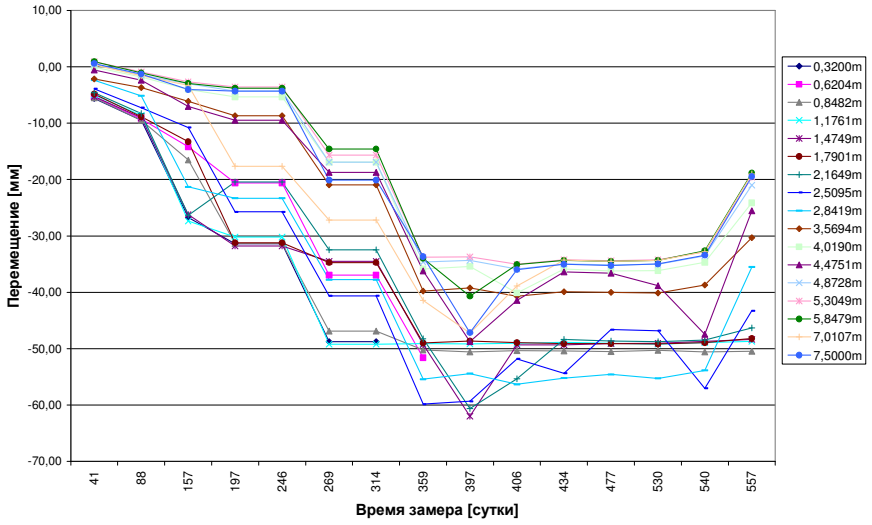


Рис. 4. Результаты замеров экстензометрической зондой – Штрек В-3, станция №1

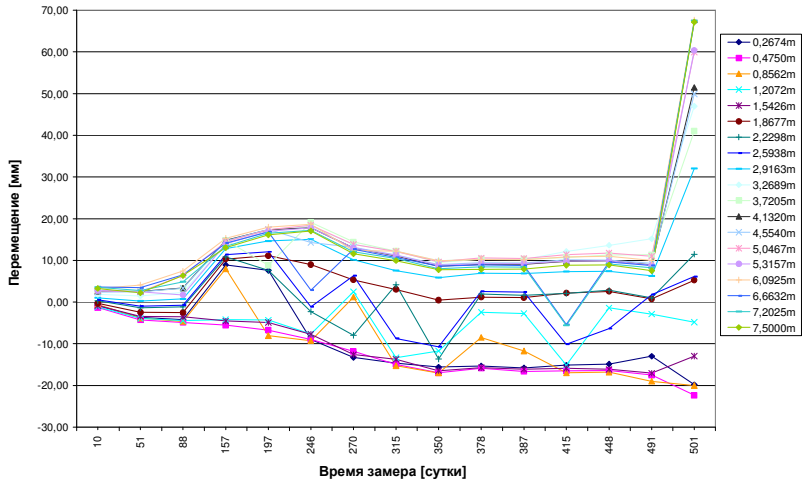


Рис. 5. Результаты замеров экстензометрической зондой – Штрек В-3, станция №2

На рис.4 (измерительная станция №1) можно увидеть, что кровля выработки только опускается в выработанное пространство, достигая максимальных смещений приблизительно на 400-й день наблюдений. Суммарные смещения составляют около 62 мм. До высоты 1,7 м кровля работает не регулярно, соседние измерительные якоря работают независимо и слои кровли расслаиваются с разной интенсивностью от 32 до 47 мм. Следующие измерения указывают на смещение трех «пакетов» пород. Первый из них на глубине 1,4-2,2 м расслаивается на величину 48-52 мм, второй на участке 2,4-3,0 м – на величину 55-60 мм, а третий на участке 3,0-7,0 м- на величину 34-46 мм.

На рис.5 (замерная станция №2) можно видеть, что кровля выработки в обозначенных «пакетах» может периодически подниматься и снижаться. В направлении к выработке на протяжении почти 500 дней ведения замеров смещается «пакет» непосредственной кровли высотой 0,86 м, а расслоение доходит до 22 мм. Слой основной кровли высотой 2,91 м незначительно поднимается. Между 491-м и 501-м днями наблюдений приближении фронта лавы В-3 на расстоянии от 100 до 15 м, целая породная плита, находящаяся на глубине более 2,9 м от контура выработки, поднялась от 20 до 45 мм. Позже наступил изгиб основной кровли в направлении отрабатываемой лавы.

Сравнивая полученные результаты с измерениями нагрузок, выполненными при помощи гидравлических динамометров, можно утверждать, что в случае первой замерной станции (рис.6) нагрузка кровли и боков изменяется незначительно. Нагрузка, действующая на верхняк, составляет около 152-198 кН, а на стойки 25-81 кН. Еще меньше показатели получены на станции №2 (рис.7), где на верхняк действовала нагрузка от 42 до 78 кН, а на стойки от 5 до 49 кН. Только приближения фронта лавы на расстояния около 105 м от установленных динамометров (505-й день наблюдений) привело к увеличению сил горного давления проскальзыванию элементов крепи в узлах податливости. Это характеризовалось ростом и спадом давления во всех трех динамометрах. В то самое время, когда фронт лавы находится на расстоянии 15 м от второй замерной станции (рис.7) величина давления в правом динамометре (со стороны лавы) возросла до 233 кН.

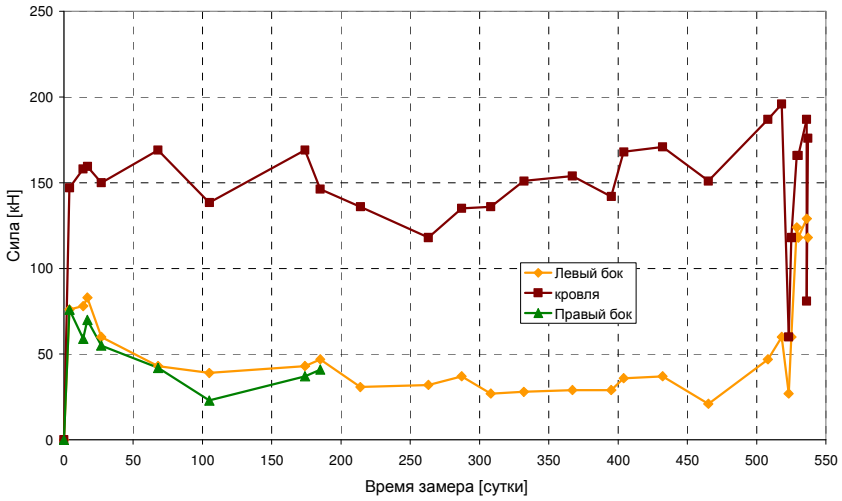


Рис. 6 Результаты замеров гидравлическими динамометрами – Штрек В-3, станция №1

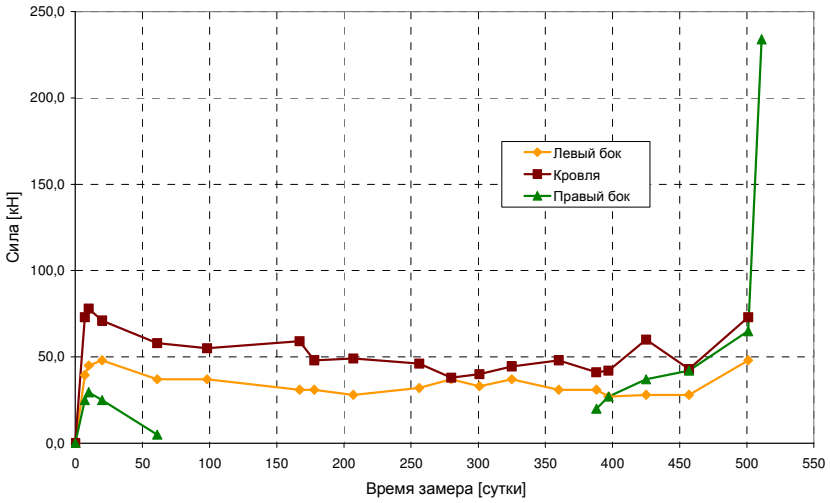


Рис. 7. Результаты замеров гидравлическими динамометрами - Штрек В-3, станция №2

Отсутствие данных в динамометрах под правыми стойками объясняется недостаточной плотностью их подсоединения.

3.2 Наклонная выработка В-1 – шахта Пнювек

Исследования в наклонной выработке В-1 проводилась на участке 500-590 м. На анализируемом участке пласт имел мощность 2,05-2,15 м и наклон 5°, в пласте имелись включения сланцев с углем мощностью 0,35-0,40 м. Выработка крепилась стальной арочной крепью с меж рамным расстоянием 1 м. В непосредственной кровле пласта залегал аргиллит с локальными включениями алевролита и песчаника. Его мощность доходила до 4,5м. Очередной пласт находился выше на 10-20 м. В почве пласта на глубину до 25 м залегал аргиллит с локальными включениями алевролита. Непосредственно под пластом залегает аргиллит с включениями угля.

Для оценки смещения массива вокруг выработки В-1 представлены результаты замеров методами эндоскопии и измерительных анкеров.

В таблицах 1 и 2 представлены результаты замеров с помощью эндоскопа на двух замерных станциях.

Таблица 1

Эндоскопические исследования – Наклонная выработка В-1, станция №1

Параметр	Скважина G-54/2003 - вертикальная				Скважина G-57/2003 - наклонная			
	замер				замер			
	базовый	после 4 месяцев	после 19 месяцев	после 27 месяцев	базовый	после 4 месяцев	после 19 месяцев	после 27 месяцев
количество нарушений	19	11	20	22	5	5	-	20
расслоение[мм]	38	7	8	25	0	23	-	5
распространение породных нарушений [м]	5,00	5,90	5,90	5,90	2,20	6,80	-	6,80

Таблица 2

Эндоскопические исследования – Наклонная выработка В-1, станция №2

Параметр	Скважина G-62/2003 - вертикальная				Скважина G-64/2003 - наклонная			
	замер				замер			
	базовый	после 4 месяцев	после 19 месяцев	после 27 месяцев	базовый	после 4 месяцев	после 19 месяцев	после 27 месяцев
количество нарушений	5	9	6	10	3	2	2	6
расслоение[мм]	21	28	18	3	10	0	2	0
распространение породных нарушений [м]	4,20	4,20	3,50	3,60	0,60	0,40	1,10	6,00

На основании выводов, полученных на замерной станции №1, утверждается, что в скважине вертикальной к плоскости кровли, а так же в скважинах наклонных расслоение достигло глубины около 6,0 м. Полученные величины расслоений не были большими (не превышали 40 мм). Следует обратить внимание, что наибольше раскрытие трещин зафиксировано при первом базовом замере, а в последующих замерах наблюдалось сокращение смещений. Вероятно имело место уплотнение слоев.

Еще меньшие величины расслоений получены на второй замерной станции (таблица №2), поскольку в этом случае раскрытие трещин не превысило 28 мм. Подобно как в случае станции №1, наименьшие величины расслоений пород зафиксированы в наклонных скважинах, их максимальные значения составили 10 мм. В данном случае был установлен большой радиус распространения породных нарушений, которые распространялись в различных скважинах на глубину от 4,2 м до 6,0 м.

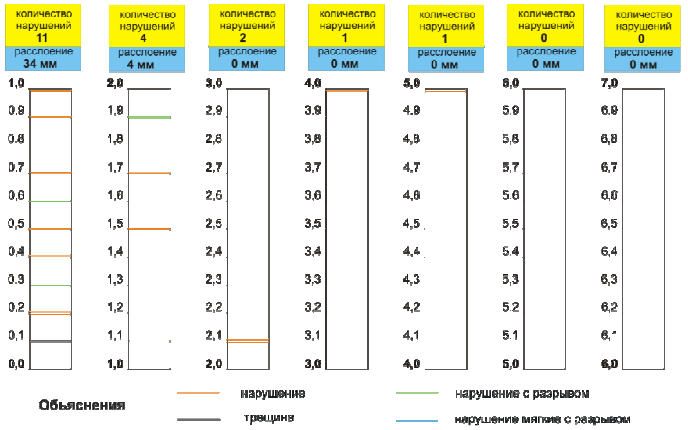


Рис. 8. Результаты эндоскопических базовых замеров – Наклонная выработка В-1, станция №1

В обоих скважинах наибольшее количество трещин и максимальное их раскрытие зафиксировано на первом метре длинны скважины (рис.8) с разделением на две или три зоны нарушений.

В общем можно выделить несколько уровней в кровле выработки, где наступает расслоение пород. Анализируя распределение сил вдоль длинны анкера на измерительной станции №1 (рис.9), а можно отметить уровни в кровле, которые растягиваются (1,4 м и 2,9 м), а также такие, которые сжимаются (0,8 м и 1,7 м). Тенденция к растяжению пород кровли на

данных уровнях, а так же к их сжатию, является практически постоянной. На протяжении 838 дней наблюдений породы кровли были либо расслоенными, либо сжатыми на соответствующей глубине от контура выработки. На других уровнях, где величина действующих сил не в состоянии изменить характер работы породных слоев, они могут переменно растягиваться и сжиматься.

Эти выводы подтверждают предварительно проведенные эндоскопические наблюдения, где были определены трещины и расслоения, которые увеличивались и уменьшались. В тоже время можно заметить, что наибольшие значения сил, доходящие до 60 и 78 кН, получены на уровнях в кровле, где по данным эндоскопии (рис.8) наступало выразительное большое раскрытие трещин (0,3 м; 0,6 м;1,9 м).

На основании произведенных замеров можно также проанализировать изменение среднего значения сил, зарегистрированных при помощи измерительного анкера.

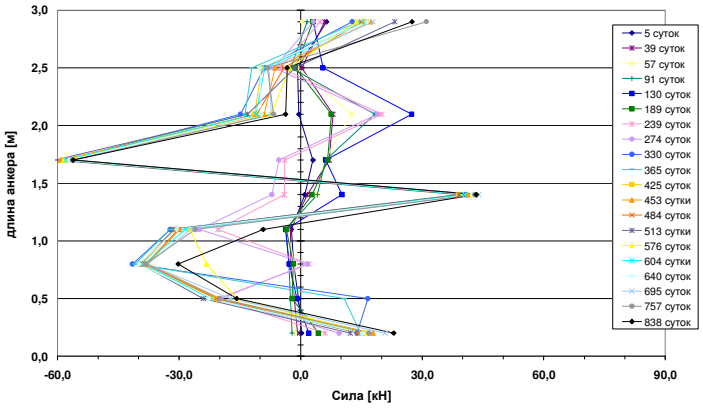


Рис. 9. Силы в измерительном анкере К5 – Наклонная выработка В-1, станция №1

Такие данные характеризуют работу массива на интересующей нас глубине в течении времени (рис.10). Представляя распределение сил для анкера К 5 в выработке В-1 можно отметить, что до 220-го дня наблюдений не наступало расслоение или сжатие породных слоев в кровле выработки, а позже, в короткий период времени наступили незначительные сжатия и растяжения пород, о чем свидетельствует появление в тензометрическом анкере сил до 50 кН.

Работа выполнялась в рамках исследовательского проекта №4 T12A 002 29.

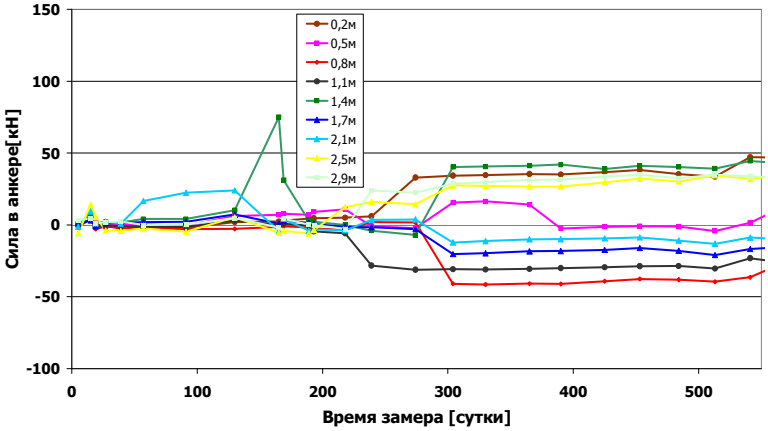


Рис. 10. Средние силы в измерительном анкере К5 – Наклонная выработка В-1, станция №1

4.Выводы

1. С точки зрения устойчивости выработки наиболее значимым фактором, влияющим на величину напряжения крепи, является распределение зон нарушений около выработки.

Среди современных методик замеров единственным способом оценки величины, радиуса распространения и характера нарушений вокруг выработок следует считать эндоскопические исследования. Они позволяют не только оценить количественно параметры трещин вокруг выработки, но дают возможность наблюдать характер разрушения пород.

2. Оценивая мощность и высоту отделяющихся слоев, которые прогибаясь нагружают крепь выработки, можно отметить, что наиболее часто они имеют мощность 1,5-3,5 м. Они могут работать независимо относительно иных «пакетов» пород, могут понижаться, а также спорадически перемещаться вверх.

3. Наиболее значительные изменения в формировании зон нарушений происходят впервые 30-40 дней после сооружения полости выработки. После этого наступает постоянный, но очень медленный рост расслоений на обозначившихся уровнях в кровле выработки. В отдельных случаях может доходить до неожиданного разрушения слоев пород в кровле или боках выработки. Это приводит к резкому возрастанию расслоений на десятки миллиметров и приросте нагрузок на крепь.

4. Максимальный радиус распространения зоны разрушений сохранился без изменений на протяжении двух лет наблюдений, однако размещение нарушений и раскрытие трещин за это время изменились, так же как и величина нагрузок на крепь. Это свидетельствует о глобальном движении блоков горных пород, которые вместе с развитием геомеханической ситуации в выработке могут не только смещаться в сторону выработанного пространства, но также периодически подниматься.

Список литературы

1. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z. Ruchy górotworu i reakcje obudowy w procesie niszczenia skał wokół wyrobisk korytarzowych na podstawie badań in situ. Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 2006.

2. Majcherczyk T., Szaszenko A.N., Sdwiżkowa A.A. Podstawy geomechaniki. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH 2006.

3. Шашенко А.Н., Майхерчик Т., Сдвижкова Е.А. Геомеханические процессы в породных массивах. Днепропетровск: НГУ, 2005.

4. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z. Measurements of Roof Support Load in Headings: In Situ Researches. Proceedings of the International Mining Forum 2007 “Technical, Technological nad Economic Aspects of Thin-Seams Coal Mining”. Szczyrk 19–23 February 2007. E. J. Sobczyk, J. Kicki eds, A. A. Balkema Publishers, s. 37-46.

5. Майхерчик Т., Гайко Г.И. Оценка геомеханических параметров вмещающих пород при проектировании крепи. Уголь Украины, 2002,№7,-с.50-52.

6. Fabich S., Pytel W., Skopiak L. Badania zachowania się obudowy kotwowej stropu wyrobisk na podstawie pomiarów wielopunktowymi sondami ekstensometrycznymi i kotwami oprzyrządowanymi. Cuprum nr 17, 2000, s. 73-94.

7. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z. Separation of roof rock observed in headings under development. Proceedings of the 6th International Mining Forum 2005 “Underground Mining: new technologies, safety and sustainable development”. Cracow–Szczyrk–Wieliczka, 23–27 February 2005. E. J. Sobczyk, J. Kicki eds, A. A. Balkema Publishers, s. 53-62.

8. Майхерчик Т., Гайко Г.И., Малковский П. Исследование деформационных процессов вокруг подготовительной выработки при движении фронта очистных работ. Уголь (Москва), 2002, №11. -с.27-28

9. Majcherczyk T., Małkowski P., Niedbalski Z. Describing quality of rocks around underground headings: endoscopic observations of fractures. Proceedings of the Conference EUROCK 2005: “Impact of Human Activity on the Geological Environment”, Brno 18-20.05.2005, P. Konečny ed, A. A. Balkema Publishers, s. 355-360.

10. Fabjanczyk M. The use of monitoring for the design and management of bolting system. Materiały konferencyjne “Nowoczesne technologie górnicze – Kotwienie”, Gliwice - Ustroń 2001, s. 135-148.

УДК 622.281.74

© И.А. Ковалевская,
Г.А. Симанович,
А.И. Коваль

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ШАРНИРНО-БЛОКОВОГО СДВИЖЕНИЯ НАДУГОЛЬНОЙ ТОЛЩИ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ВЫРАБОТКИ

Вивчено поле напружень у зоні шарнірно-блокового зсуву надвугільної товщі порід поблизу виїмкової виробки та наведені аналітичні вирази для визначення геометричних параметрів елементів цієї зони.

Изучено поле напряжений в зоне шарнирно-блокового сдвижения надугольной толщи пород вблизи выемочной выработки и приведены аналитические выражения для определения геометрических параметров элементов этой зоны.

The field of stresses in a zone bloks of murving near coal stratas of rocks close entry of developments is investigated and analytical expressions for definition of geometrical parameters of elements this zone are resulted.

Одним из основных направлений реализации задачи повышения надежной работы угольных шахт является обеспечение надлежащей устойчивости выемочных выработок (в том числе и при их повторном использовании). Проведенные исследования свидетельствуют о необходимости применения эффективных способов охраны выемочных штреков, совершенствования их охранных конструкций в направлении обеспечения снижения концентрации напряжений как вблизи породного контура охраняемой выработки, так и по всему периметру. Рассмотрен способ охраны выработок литой полосой с разгрузочной полостью как вариант повышения устойчивости выемочных штреков.

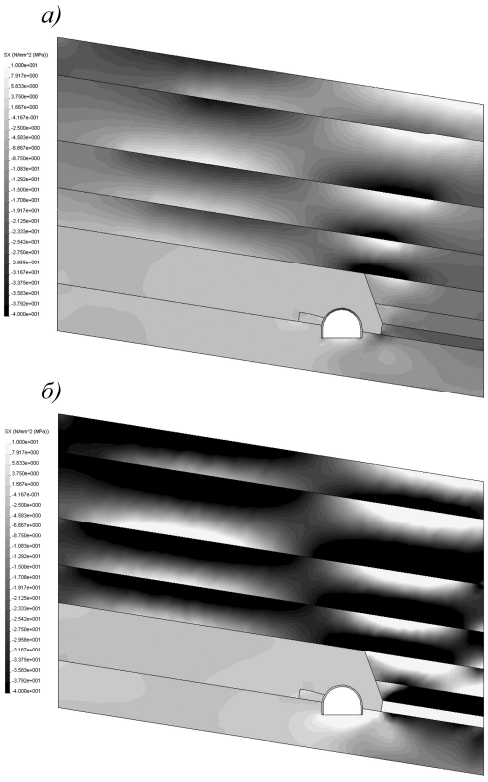


Рис. 1. Эпюры горизонтальных напряжений σ_x в однородном массиве при пониженной (а) и повышенной (б) жесткости породных слоев

Анализ напряженно-деформированного состояния (НДС) породных слоев надугольной толщи с использованием метода конечных элементов [1] выполнен по эпюрам горизонтальных напряжений σ_x, полученных при 30 вариантах расчета с изменением модуля деформации породных слоев в 10 раз (с $0{,}2 \cdot 10^4$ до $2 \cdot 10^4$ МПа) и различной их комбинации. В качестве примера на рис. 1 приведены эпюры распределения напряжений σ_x, из которых следует ряд общих черт деформирования слоев надугольной толщи.

Во-первых, эпюры σ_x в каждом слое пород надугольной толщи наглядно иллюстрируют процесс их изгиба с образованием максимумов сжимающих и растягивающих напряжений на поверхностях каждого слоя в двух характерных зонах: опорного давления в районе границы со смежным выемочным участком и над выработанным пространством, где опускание породных слоев достигает максимума, что определяет границу зоны полных сдвижений.

Во-вторых, максимумы сжимающих и, особенно, растягивающих горизонтальных на-

пряжений σ_x указывают на координаты появления, в первую очередь, вертикальных трещин разрыва в породном слое, а затем и образования квазипластических шарниров, формирующих зону шарнирно-блокового сдвижения. В этой связи общими чертами являются:

– в зоне опорного давления максимумы σ_x располагаются в районе действия максимумов σ_y и смещаются в сторону смежного выемочного участка по мере движения к дневной поверхности;

– над выемочным штреком четко выражена линия изменения знака кривизны изгиба породных слоев, являющаяся границей зоны опорного давления и имеющая наклон в сторону выработанного пространства;

– в выработанном пространстве линия расположения максимумов σ_x имеет некоторый наклон в сторону штрека, что свидетельствует об уменьшении длины пролета породных блоков и ширины полостей между слоями по мере движения к дневной поверхности.

В-третьих, общая тенденция такова, что максимумы растягивающих и сжимающих горизонтальных напряжений σ_x гораздо выше по абсолютной величине в более жестких слоях вне зависимости от их расположения по отношению к угольному пласту.

В-четвертых, породные слои непосредственной кровли и угольный пласт со стороны смежного выемочного участка весьма чувствительны к колебаниям жесткости слоев углевмещающей толщи и ее строению по этому фактору, что выражается не только в существенном количественном изменении компоненты σ_x, но и в качественной эпюре ее распределения.

Установленные общие закономерности распределения горизонтальных напряжений σ_x предполагают и существенные отличия, обусловленные разной структурой (по фактору жесткости) углевмещающего породного массива. В первую очередь отмечено, что максимумы растягивающих напряжений σ_x составляют в среднем 50...100 МПа с интервалом изменения от 21 (см. рис. 1, а) до 317 МПа (см. рис. 1, б). Вполне очевидно, что при таком уровне растягивающих напряжений σ_x в породных слоях обязательно произойдет образование трещин разрыва, которые ориентированы перпендикулярно к плоскости напластования.

Максимумы сжимающих напряжений σ_x располагаются на противоположной поверхности породного слоя и, как правило, несколько смещены (относительно максимума растягивающих напряжений σ_x), отражая общие тенденции линий наклона максимумов σ_x в зоне опорного давления и в выработанном пространстве (см. рис. 1). Величина максимума сжимающих напряжений σ_x изменяется от 64 до 299 МПа и является, как правило, разрушающей для пород слабых и средней крепости, которые преимущественно представляют углевмещающую толщу Донбасса. Таким образом, в области действия сжимающих напряжений также наиболее вероятно образование квазипластического шарнира. В целом, уровень растягивающих и сжимающих максимумов компоненты σ_x не оставляет сомнений в образовании квазипластических шарниров, разделяющих породные слои на отдельные блоки в зоне шарнирно-блокового сдвижения [2]. Поэтому по линиям расположения максимумов σ_x можно судить о закономерностях изменения длины блоков по высоте указанной зоны.

Кроме отмеченных фактов шахтными и лабораторными исследованиями установлено явление зависания породных консолей над выработанным пространством ступенчатой формы. Линия наклона этих консолей в сторону выработанного пространства однозначно связывается исследователями с геометрическим местом точек изменения знака кривизны изгиба породных слоев, которая также приурочивается к границе зоны повышенного давления над выработанным пространством. Таким образом, в модели по координате *X* образуются две группы породных блоков (см. рис. 1):

- над выработанным пространством от координат максимумов σ_x до координат изменения знака кривизны изгиба породных слоев (группа А);

- в зоне опорного давления от координат изменения знака кривизны изгиба породных слоев до координат максимумов σ_x (группа Б).

Если расширять модель в сторону выработанного пространства, то там будут располагаться примерно одинаковой длины породные блоки зоны шарнирно-блокового сдвижения (вплоть до другого выемочного штрека), которые не оказывают существенного влияния на НДС системы в окрестности рассматриваемого выемочного штрека, что было установлено при исследовании расширенной модели, охватывающей половину длины лавы.

Далее проанализированы размеры породных блоков данной зоны в зависимости от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи, что необходимо при последующем моделировании зоны шарнирно-блокового сдвижения. Угол наклона ψ линии изменения знака кривизны изгиба породных слоев над охраняемой выработкой и выработанным пространством большинство исследователей оценивают $\psi = 70...74^\circ$ на пологих пластах вне зависимости от структуры и крепости пород надугольной толщи. На представленных эпюрах горизонтальных напряжений σ_x (см. рис. 1) геометрическое место точек изменения знака кривизны можно четко установить по координатам *X* изменения знака горизонтальных напряжений по одной и той же поверхности произвольного породного слоя зоны. Установлено, что угол ψ характеризуется достаточным постоянством: вне зависимости от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи величина ψ изменяется в узком диапазоне от 72 до 76°. Таким образом, с достаточной точностью можно принять угол расположения зависающих породных консолей над выработанным пространством постоянным и равным 74°.

С другой стороны, большинство исследователей утверждают, что процесс послойного образования зоны шарнирно-блокового сдвижения во многом определяет формирование нагрузки на крепь выемочного штрека и литую полосу. Поэтому представляется чрезвычайно важным оценить размеры блоков в зоне и закономерности их связи с соотношением модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи.

Анализ общих черт эпюр распределения горизонтальных напряжений σ_x позволил сформировать схему (рис. 2) к расчету длины a_i первой группы блоков *А* над выработанным пространством (длина блока первого породного слоя a_1) и длины $в_i$ второй группы Б блоков в зоне опорного давления вблизи выемочного штрека (длина блока первого породного слоя $в_1$). Размеры всех блоков в зоне шарнирно-блокового сдвижения будут известны, если будут установлены длины a_1 и $в_1$ блоков в первом породном слое m_1^I и углы ψ_1 и ψ_2, ограничивающие размеры блоков при движении к дневной поверхности.

Таким образом, поставлена задача выявления закономерностей изменения перечисленных параметров от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи, что является обязательным этапом для обоснованного моделирования процессов деформирования зоны шарнирно-блокового сдвижения.

Анализ размеров блоков зоны выполнен, начиная с угла ψ_1 (см. рис. 2), являющегося их границей со стороны выработанного пространства. Очевидно, чем больше угол ψ_1, тем меньше длина блоков первой группы А (над выработанным пространством). Увеличение угла ψ_1 объясняется более близким расположением к охраняемой выработке максимумов σ_x, что связано с более интенсивным изгибом слоев m_2^I и m_3^I, когда одновременно оба породных слоя в непосредственной кровле (ψ_1 = 103°) или также в первом слое основной кровли (ψ_1 = 105°) имеют пониженную жесткость. Тогда верхние m_2^I и m_3^I более жесткие слои при своем деформировании в выработанное пространство имеют меньшую реакцию отпора со стороны нижних (m_1^I, m_1^{II}, m_2^{II}) податливых слоев, нагрузка на жесткие слои увеличивается, они изгибаются более интенсивно, что перемещает максимум изгибающего момента ближе к месту защемления жест-

кого породного слоя.

Варианты однородного (по величине модуля деформации) сложения породных слоев надугольной толщи имеют угол ψ_1, практически перпендикулярный к плоскости напластования. Для некоторых вариантов расчета характерен угол ψ_1, несколько превышающий 90°, что связано, на наш взгляд, с расположением в непосредственной кровле второго слоя m_2^{II} пониженной жесткости.

Это уменьшает сопротивление изгибу вышележащих слоев основной кровли и максимум σ_x перемещается в сторону выемочного штрека. Когда в непосредственной кровле залегает второй породный слой повышенной жесткости, он с большей реакцией воздействует на слои основной кровли, снижая интенсивность их изгиба, и максимум σ_x перемещается в сторону выработанного пространства.

Когда в непосредственной кровле располагаются исключительно жесткие слои, их повышенная реакция на слои основной кровли еще более повышает сопротивляемость изгибу последних и максимумы σ_x продолжают смещаться в сторону выработанного пространства (ψ_1 = 80…81°). Что касается угла ψ, то, как отмечалось ранее, его с достаточной точностью можно принять постоянным и равным ψ = 74°.

Последующие исследования на разных глубинах разработки угольного пласта также показали практически постоянные значения ψ. Угол ψ_2 характеризует месторасположение максимумов σ_x по высоте надугольной толщи в зоне опорного давления. Он не имеет сколь-нибудь значительной связи с соотношением модулей деформации породных слоев, слагающих надугольную толщу.

Так, для просчитанных 30 вариантов при H = 400 м угол ψ_2 имеет достаточно узкий диапазон колебания от 98 до 104° без наличия какой-либо устойчивой тенденции его изменения при вариации параметров $E_i^{I,II}$. Очевидно, это связано с общеизвестными факторами стабильного перемещения максимумов опорного давления в сторону нетронутого угольного пласта по мере движения к дневной поверхности. Поэтому принято постоянство угла ψ_2 вне зависимости от структуры пород надугольной толщи со средним значением ψ_2 = 101°.

Закономерности влияния соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи на величину a_1 / m_y пролета породного блока первой группы А в первом породном слое основной кровли следующие (см. рис. 2). Анализ эпюр σ_x показал, что основное влияние здесь оказывает соотношение жесткостей породных слоев основной кровли.

При повышенной жесткости двух вышележащих слоев (m_2^I и m_3^I) по сравнению с первым слоем m_1^I основной кровли первые воспринимают на себя повышенную нагрузку и защищают слой m_1^I, который, находясь в частично разгруженном состоянии, менее подвержен изгибающим усилиям.

Поэтому максимум σ_x в первом податливом слое m_1^I отодвигается в сторону выработанного пространства и длина a_1 / m_y блока в первом породном слое увеличивается до a_1 / m_y = 19,1. При пониженной жесткости слоев m_2^I и m_3^I они, интенсивно изгибаясь, опираются на более жесткий слой m_1^I, который воспринимает на себя основную часть нагрузки. Поэтому наблюдается более интенсивный изгиб первого слоя основной кровли и максимум σ_x перемещается в сторону выемочного штрека: длина a_1 / m_y уменьшается до 13,7.

Длина $в_1 / m_y$ блока второй группы Б первого породного слоя состоит из двух частей (см. рис. 2): длины C_1 / m_y консоли, зависающей над штреком, и длины d_1 / m_y участка от точ-

ки защемления консоли до точки расположения максимума σ_x в зоне опорного давления.

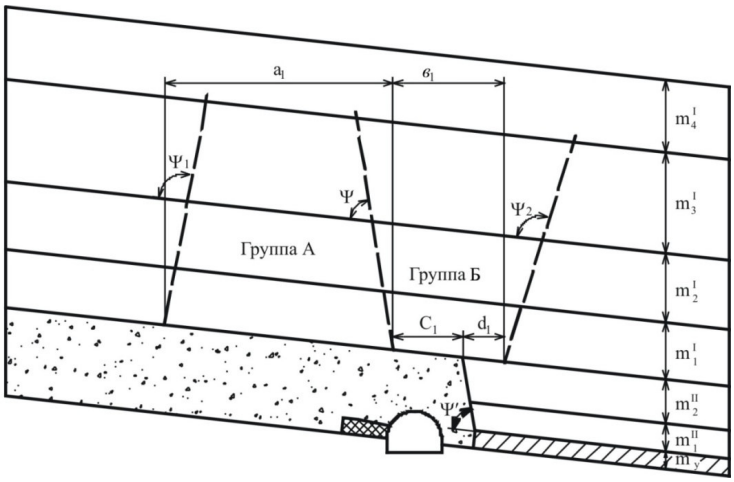


Рис. 2. Схема к определению длины блоков в зоне шарнирно-блокового сдвижения пород надугольной толщи вблизи выемочного штрека

Консоль длиной C_1 / m_y образуется, на наш взгляд, за счет сопротивления литой полосы: в период возведения полосы и начала ее твердения жесткость полосы мало влияет на процесс послойного обрушения породных слоев непосредственной кровли (на некотором расстоянии со стороны смежного выемочного участка) под углом $\psi^1 \approx \psi$; с течением времени и по мере движения очистного забоя начинается послойное обрушение основной кровли, но к этому моменту литая полоса уже набрала достаточную жесткость для того, чтобы служить в качестве обрезной крепи.

С другой стороны, длина меньше длины консоли, которая образовалась бы, если брать точку отсчета угла ψ от торца литой полосы со стороны выработанного пространства. Здесь оказывают влияние такие факторы, как повышенная деформативность пород зоны беспорядочного обрушения, зоны нарушенных пород со стороны угольного пласта, а также размеры этих зон.

Что касается численных значений длины консоли C_1 / m_y, то установлено, что она практически не зависит от соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи: среднее значение C_1 / m_y составляет 4,36 с диапазоном колебаний от 3,92 (-10,1%) до 4,67 (+10,7%). Это связано со стабильностью угла ψ изменения знака кривизны изгиба породных слоев, который (при последующем образовании квазипластических шарниров) характеризует угол зависания породных консолей основной кровли вблизи выемочного штрека.

Таким образом, обосновано постоянство длины C_1 / m_y консоли первого породного слоя основной кровли вне зависимости от деформационных характеристик слоев углевмещающей толщи, которая изменяется в интервале $C_1 / m_y = 4 \ldots 4{,}5$.

Как отмечалось ранее, длина $в_1 / m_y$ блока второй группы Б в первом породном слое основной кровли включает также участок d_1 / m_y от точки защемления консолей C_1 / m_y до точки максимума σ_x в зоне опорного давления (см. рис. 2).

В ходе анализа установлено определенное влияние на параметр d_1 / m_y соотношения деформационных характеристик породных слоев надугольной толщи. Максимальная величина $d_1 / m_y = 3{,}9$ наблюдается для варианта, когда в непосредственной кровле залегают только податливые слои, а в основной – только жесткие. Это объясняется, на наш взгляд, низким отпо-

ром податливых слоев, способствующих более интенсивному изгибу жестких слоев основной кровли в глубине угольного пласта, куда перемещается максимум σ_x.

В прямо противоположном варианте залегания в непосредственной кровле только жестких слоев, а в основной – только податливых, максимум σ_x стремится к точке защемления консолей, а иногда и проходит ее $d_1 / m_y = -0{,}3$. По результатам этих исследований получены уравнения регрессии:

- угол расположения трещин в системе породных блоков группы А не зависит от глубины разработки и определяется по формуле

$$\Psi_1 = 90^\circ + \left(0{,}36E_1^I + 0{,}31E_2^I + 0{,}23E_3^I + \right.$$
$$\left. + 0{,}10E_4^I - 0{,}34E_1^{II} - 0{,}66E_2^{II}\right) \cdot 8{,}6 \cdot 10^{-4}, \text{ град;}$$

- относительная длина нижнего породного блока группы А

$$\frac{a_1}{m_y} = 12{,}6 + 0{,}75 \cdot 10^{-4} \cdot \left(E_2^I + E_3^I - E_1^I\right);$$

- относительная длина нижней породной консоли породных блоков группы Б

$$\frac{C_1}{m_y} = 4{,}5;$$

- относительная длина нежесткого защемления нижнего породного блока группы Б

$$\frac{d_1}{m_y} = 1{,}5 + \left[1{,}1E_1^I + 0{,}82E_2^I + 0{,}68E_3^I - 1{,}01E_1^{II} - 1{,}58E_2^{II} + \right.$$
$$\left. + 0{,}39\left(1{,}5E_1^{II} + 1{,}5E_2^{II} - E_1^I - E_2^I - E_3^I\right)\sqrt{\frac{H}{200}}\right] \cdot 10^{-4};$$

- угол полных сдвижений пород постоянен при различных соотношениях геомеханических параметров системы и равен $\Psi = 74^\circ$;
- угол расположения трещин в системе породных блоков группы Б постоянен при различных соотношениях геомеханических параметров и равен $\Psi_2 = 101^\circ$.

Таким образом, анализ общих черт эпюр распределения компонент поля напряжений в системе «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» позволил обосновать схему строения зоны шарнирно-блокового сдвижения породных слоев надугольной толщи в окрестности выемочного штрека, которая отличается разделением на различные группы в соответствии с распределением опорного давления. Выделены две группы блоков: над выработанным пространством и в зоне опорного давления. Выявлены тенденции изменения геометрических параметров этих групп породных блоков в зависимости от глубины разработки и соотношения модулей деформации породных слоев углевмещающей толщи.

Список литературы

1. К вопросу компьютерного моделирования нагружения крепи выемочного штрека и охранной полосы с разгрузочной полостью /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. //Матер. междунар. конф. «Форум гірників-2006», Том 1. – Д.: НГУ, 2006. – С.30-33.

2. Геомеханика взаимодействия охранной конструкции выемочной выработки с разупрочненным породным массивом /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. //Науковий вісник НГУ. – 2007. – №5. – С.3-8.

УДК 622.272

© Ю.П.Капленко,
Е.И. Логачев,
Н.И. Ступник

СНИЖЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК СКРЕПЕРОВАНИЯ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ ГОРИЗОНТАЛЬНОГО КОМПЕНСАЦИОННОГО ПРОСТРАНСТВА

Встановлена величина ударного навантаження, діючого на днище блока при очисному вийманні в камерних системах розробки.

Определена величина ударной нагрузки, действующей на днище блока при очистных работах в камерных системах разработки.

The magnitude of a shock load acting on a bottom of the block for want of clearing works in chamber systems of development is determined.

Одной из причин снижения устойчивости выработок скреперования при формировании горизонтальной подсечки (рис. 1) может быть динамическое воздействие волн напряжений на контур выработки.

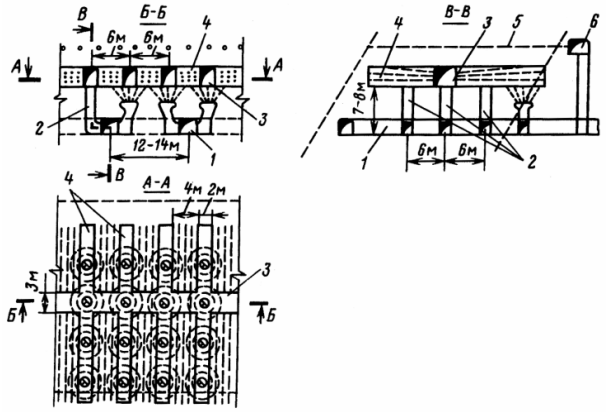


Рис.1. Технология формирования горизонтального компенсационного пространства

Основная особенность подсечки блока горизонтальными скважинами за один взрыв заключается в том, что из выработок скреперования *1* проходят выпускные дучки *2*, которые используются на горизонте подсечки в качестве ходовой, рудоспускной и хозяйственной выработок. Над этими дучками проходят буровой штрек *3* сечением 3х3 м и компенсационные орты *4* сечением 2х3 м. Временные целики между компенсационными ортами разбуривают параллельно-сближенными горизонтальными скважинами, расстояние между которыми 1...1,5 м. Компенсационное пространство образуется в результате короткозамедленного взрывания всех скважин, разбуренных из бурового штрека *3*.

При этом скважины, располагаемые в непосредственной близости надштрекового целика в момент взрыва, могут оказать неблагоприятное воздействие на устойчивость выработки скреперования. В этом случае механизм разрушения надштрекового целика может быть представлен схемой на рис. 2.

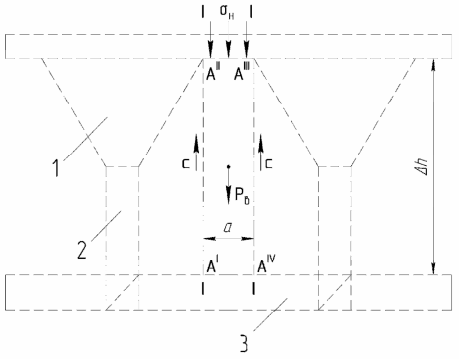


Рис. 2. Схема сдвижения участка надштрекового целика: 1– воронка выпуска; 2 – дучка; 3 – выработка скреперования

Разрушение целика предполагает механический сдвиг породы в контуре $A^{I}A^{II}A^{III}A^{IV}$. При этом учитывались наиболее неблагоприятные условия изменения устойчивости штрека скреперования:

- сдвиг происходит в вертикальной плоскости I-I, силы трения, препятствующие сдвигу близки к нулю;
- толщина *а* сдвигающейся части породы равна

расстоянию между спаренными скважинами;

- воронки выпуска на участке A^{II}-A^{III} не пересекаются, т.е. величина высоты «подушки» между действующей нагрузки $\sigma_н$ и поверхностью, которая ее воспринимает, равна нулю;
- удаление скважин от поверхности A^{II}-A^{III} составляет 0,5...1 м.

Спроектировав силы (рис. 2) на вертикальную ось I-I, можно установить, что устойчивость надштрекового целика будет нарушена в случае, когда вызываемая взрывом скважин нагрузка $\sigma_н$, будет определяться из неравенства, кг/см^2

$$\sigma_н \geq \frac{2 \cdot C\Delta h}{a} - 100\Delta h \cdot \gamma, \qquad (1)$$

где a – расстояние между скважинами, м;

C – величина сцепления, кг/см^2;

Δh – высота надштрекового целика, м;

γ– объемный вес массива, кг/см^3.

Учитывая, что $\Delta h \approx 4...5$ м, $a \approx 1…1{,}5$ м, $\gamma \approx 2{,}8...2{,}9 \cdot 10^{-3}$ кг/см^3, $C \approx 45...75$ кгс/см^2 (с учетом структурного ослабления 0,2...0,4), величина $\sigma_н$, способная нарушить устойчивость надштрекового целика, должна составить $\sigma_н \approx 480...500$ кгс/см^2.

Представляет интерес определить фактическую нагрузку $\sigma_н$ вызванную отбойкой скважин, располагаемых над плоскостью $A^{II}A^{III}$. Учитывая, что нагрузка $\sigma_н$ в полярной системе координат формируется радиальной составляющей [1], то

$$\sigma_н \approx \frac{\sigma_0}{\bar{r}^{(2-\alpha)}}, \qquad (2)$$

где σ_0 – начальное давление на фронте волны в момент ее прохождения границы раздела стенка скважины-массив надштрекового целика;

$\bar{r}$ – относительный радиус действия заряда;

α – показатель степени затухания.

В свою очередь $\bar{r} = R/r$, где r – радиус заряда, м; R – удаление поверхности $A^{II}A^{III}$ (рис. 2) относительно разбуриваемых скважин, м. В свою очередь при пучковом расположении скважин $r = \sqrt{n}\, d/2$, где d – диаметр скважины, м; n – количество скважин в пучке, шт.

Показатель степени затухания $\alpha \approx \frac{\mu}{1-\mu}$, где μ – коэффициент Пуассона ($\mu = 0{,}2…0{,}3$).

Начальное давление σ_0 можно определить из выражения

$$\sigma_0 \approx P_0 \frac{2\gamma C_p}{\gamma C_p + \rho_{BB} D},$$

где P_0 – начальное давление продуктов взрыва в зарядной камере, кг/см^2;

C_p – скорость распространения продольной волны по массиву, м/с;

ρ_{BB} – плотность заряда ВВ, кг/м^3;

D – скорость детонации, м/с;

γ– объемный вес массива, кг/м^3

Величина начального давления продуктов взрыва в зарядной камере определяется

$$P_0 \approx \frac{\rho_{BB} \cdot D^2}{40}.$$

Взяв для определенности среднестатистические показатели C_p, ρ_{BB}, D, d, устанавливаем, что действующая на поверхность целика нагрузка $\sigma_н$, согласно выражению (2), составит $\sigma_н \approx$ 1000…1200 кг/см^2. Таким образом, величина нагрузки $\sigma_н$, вызываемой действием волн напряжений, непосредственно на поверхность надштрекового целика в 2...2,4 раза больше, чем нагрузка, которая его может разрушить путем сдвига. Результаты исследований свидетельствуют о том, что при формировании горизонтального компенсационного пространства некоторые участки днища могут быть разрушены путем сдвига ограниченной части массива днища в полость штрека скреперования. Особенно повышается вероятность снижения устойчивости выработок скреперования, поверхность которых пересекают неустойчивые вмещающие породы, залегающие в лежачем боку месторождения. График зависимости действующей на поверхность надштрекового целика ударной нагрузки при взрыве скважин, формирующих горизонтальное компенсационное пространство $\sigma_н = f(R, d, n)$, представлен на рис. 3.

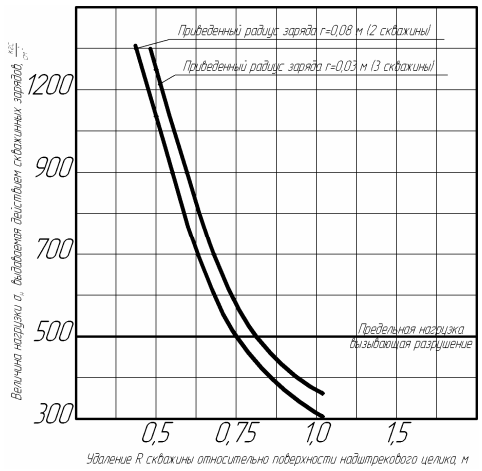


Рис. 3. График зависимости действующей на поверхность надштрекового целика ударной нагрузки при взрыве скважин, формирующих горизонтальное компенсационное пространство

Учитывая, что при непосредственном взаимодействии взрывчатых нагрузок на массив надштрековых (надортовых) целиков возникающие напряжения могут вызывать их разрушения, целесообразно осуществлять разворот воронок при условии, когда сверху них будет находиться «подушка» рудной массы. В этом случае волны напряжения будут интенсивнее затухать и, как следствие, формирование горизонтального компенсационного пространства не будет оказывать существенного влияния на устойчивость выработок скреперования.

Для установления степени затухания волн напряжений при их распространении по толщине рудной «подушки» были проведены лабораторные исследования на эквивалентных материалах. Лабораторные исследования проводили на модели, имеющей форму цилиндра диаметром 0,8 и высотой 1,6 м (рис. 4). Модель устанавливали на бетонную опору толщиной 0,5 м. В качестве сыпучего материала использовали сыпучую среду из натурного материала различной фракции. Величина коэффициента уплотнения изменялась в пределах 1,05…1,1. Высота засыпки была принята 1,15 м.

Возмущающий импульс создавали взрывом заряда аммонита №6, который помещали в цилиндрическое отверстие *2* металлического диска *1*. Инициирование заряда проводили электродетонатором ЭДКЗ. Предварительно в сыпучей среде были установлены регистрирующие датчики *6*. Регистрируя прохождения волны напряжения в сыпучем материале по зонам, т. е. по вертикальным участкам заложения датчиков *6*, установили, что в неуплотненной среде почти вся энергия волны напряжений поглощается в первой и второй зонах, а в уплотненной – волна напряжений регистрируется даже датчиком №4 (самый нижний), пройдя третью и четвертую зоны, т.е. слой сыпучего материала толщиной 1 м. Анализ полученных зависимостей показывает, что уплотнение сыпучей среды, которое может доходить до 35%, оказывает существенное влияние на параметры волн напряжений.

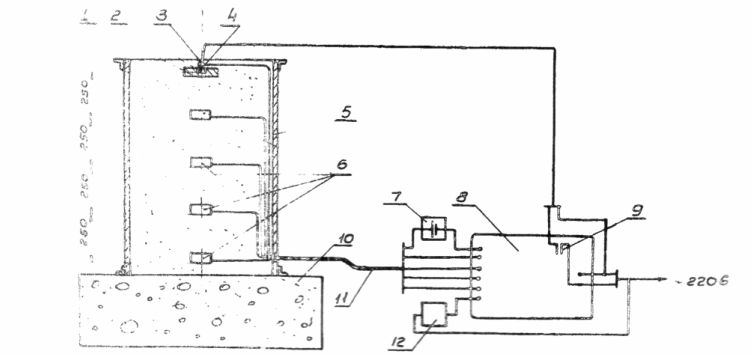


Рис. 4. Схема модели для исследования затухания волн напряжений по высоте столба рудной «подушки» в лабораторных условиях

Интенсивное затухание волны напряжений при взрывании заряда взрывчатых веществ в неуплотненной среде объясняется большим рассеиванием энергии на контакте частиц сыпучей среды. При последующих взрывах под действием динамических нагрузок плотность среды увеличивается и снижается энергия рассеивания. В результате исследований был установлен график зависимости изменения массовой скорости смещения частиц сыпучей среды от высоты слоя рудной «подушки» (рис.5).

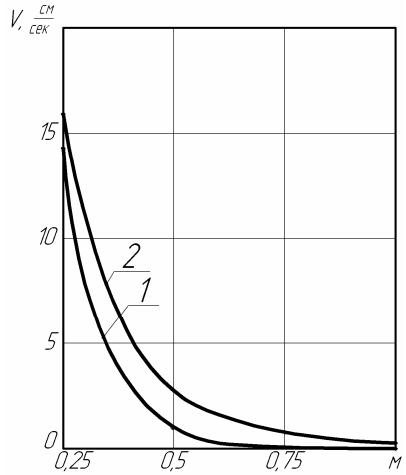


Рис. 5. График изменения массовой скорости смещения частиц сыпучей среды в зависимости от высоты слоя: 1– разрыхленная среда; 2 – уплотненная среда

Учитывая полученные величины массовой скорости смещения сыпучей среды в момент прохождения по ней волны напряжения, вызванной взрывной нагрузкой, можно в первом приближении установить величину $\sigma_н$ действующую на датчики в лабораторных условиях, из выражения

$$\sigma_н \approx \frac{v \cdot \gamma_c \cdot C_p}{g}, \qquad (3)$$

где v – массовая скорость смещения, м/с; γ_c – плотность сыпучей среды, кг/м^3; C_p – скорость распространения продольной волны, м/с; g – ускорение свободного падения, м/с^2.

Принимая во внимание, что $\gamma_c \approx 1500$ кг/м^3, а также взяв для определенности [1] $C_p \approx 700$ м/с, определяем $\sigma_н \approx$ 100…150 кгс/см^2. В связи с тем, что предельная нагрузка, которая может вызвать разрушения, составляет $\sigma_н \geq 500$кгс/см^2, можем сделать вывод, что затухание волн напряжений до величины 100…150кгс/см^2, происходит при высоте столба («подушки») сыпучей среды высотой 0,1…0,25 см.

Учитывая, что величина R в натурных условиях связана с параметрами взрыва в лабораторных условиях как

$$R = R_л \frac{r}{r_л}, \qquad (4)$$

где $R_л$ – абсолютное расстояние до поверхности датчика, регистрирующего снижения интенсивности волны напряжения в лабораторных условиях, м;

$r_л$ – радиус заряда взрывчатого вещества, используемого в лабораторных условиях, м.

Величина $r_л$ определяется, исходя из веса m взрывчатого вещества и его плотности ρ из выражения

$$r_л = \sqrt[3]{\frac{3m}{4\rho}}. \quad (5)$$

Используя выражения (4), (5) и переходя к натурным (промышленным) условиям, устанавливаем, что снижения величины $\sigma_н$ до 100…150 кгс/см^2 наблюдаются при формировании рудной «подушки» над надштрековым целиком высотой 0,5…1,2 м. Таким образом, формирование над поверхностью надштрековых (надортовых) целиков рудной «подушки» высотой 0,5…1,2 м обеспечит достаточно высокую вероятность сохранения устойчивости выработок скреперования при формировании горизонтального целика компенсацию производства с применением технологии, свойственной ОАО «Сухая Балка».

Список литературы

1. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 248 с.

УДК 622.822.4/.7

© С.Н. Смоланов
С.П. Кузьмин

ПРИМЕНЕНИЕ ГАЗООБРАЗНОГО АЗОТА ДЛЯ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ И ЛОКАЛИЗАЦИИ ПОДЗЕМНЫХ ПОЖАРОВ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Розглянуто досвід і способи застосування газоподібного азоту для попередження та локалізації підземних пожеж в вугільних шахтах.

Рассмотрен опыт и способы применения газообразного азота для локализации и тушения подземных пожаров в угольных шахтах.

Experience and methods of using gaseous nitrogen for localization and extinguishing underground fires in coal mines are considered.

Подземная разработка угольных месторождений сопровождается подземными пожарами, которые возникают как по природным причинам, так и по вине человека. Добыча угля характеризуется сложностью технологических процессов и остается одной из наиболее потенциально опасных технологий превращения монолитных твердых полезных ископаемых в кускообразную горную массу. Высокая пожароопасность угольных шахт обусловлена природными, техническими, технологическими и социально-психологическими факторами. Основными их них являются: высокая метанообильность и склонность к самовозгоранию отрабатываемых пластов угля, использование горючих материалов и оборудования (древесина, конвейерная лента, прорезиненные вентиляционные трубы, изоляция электропроводов, смазочные и обтирочные материалы, взрывчатые вещества и др.). Применение опасных технологических операций (буровзрывные работы при проведении подготовительных выработок и добыче угля в лавах). К ним добавляются многочисленные нарушения правил безопасности и технической эксплуатации горношахтного оборудования.

Подземный пожар по своему развитию и опасности характеризуется несколькими стадиями: начальная, развивающаяся и осложняющаяся [1]. Начальная стадия характеризуется небольшими размерами возникшего очага и незначительным его распространением. Находясь в этой стадии пожар, может быть приостановлен и быстро потушен силами и первичными средствами пожаротушения (водой из противопожарного става, ручными огнетушителями, песком или инертной пылью). Потери материального характера от таких пожаров сравнительно невелики. Находясь в стадии развития, подземный пожар распространяется по выработкам, в которые невозможно быстро проникнуть без выполнения сложных работ. Во время пожара возможны вспышки или взрывы метано-воздушной смеси, выгорание крепи, которые вызывают обрушения горных пород. Для ликвидации пожара необходимы мощные средства пожаротушения и большие силы. Эти пожары, как правило, приводят к существенным экономическим ущербам.

Экзогенные подземные пожары в большинстве случаев ликвидируются активным способом, тогда как эндогенные – изоляцией или комбинированным способом.

При тушении подземных пожаров широко используются инертные газы – парогазовая смесь, азот, диоксид углерода. При тушении подземных пожаров газообразный азот применяется во многих угледобывающих странах [2]. К его преимуществам (по сравнению с парогенераторной техникой) относятся: простота транспортировки; достаточная (до 5 м/с) производительность установок по преобразованию жидкого азота в газообразное состояние; возможность получения чистого инертного газа с низкой температурой и влажностью, а также высокая степень безопасности получения и применения.

Одним из самых серьезных недостатков является высокая стоимость получения 1 $м^3$ газообразного азота. Для сравнения: стоимость получения 1 $м^3$ парогазовой смеси в 13 раз ниже стоимости получения 1 $м^3$ газообразного азота, полученного криогенным методом. Также газообразный азот сложно транспортировать по шахтным трубопроводам (противопожарный, дегазационный и др.) в очаг пожара.

Горноспасатели Украины имеют опыт применения азотной техники при ликвидации пожаров. В свое время на оснащении ВГСЧ МУП СССР имелись передвижные газификационные азотные установки ПЕГАС-100-20, АГУ-2м и др., основанные на использовании азота, полученного криогенным методом. Однако из-за вышеперечисленных недостатков широкого применения (такого, как парогазовая инертизирующая техника) они не нашли.

Наряду с дорогостоящей, сложной и энергоемкой криогенной и газоодсорбционной технологией получения азота, появилась и мембранная технология, в которой были учтены вышеприведенные недостатки.

Создание инертной среды в подземных горных выработках путем нагнетания газообразного азота по трубопроводам от установки к очагу взрывоопасного скопления метана и самовозгорания угля для замещения или вытеснения части кислорода из общего объема смеси необходимо для предупреждения:

- взрыва метана – до концентрации кислорода менее чем 10% в очаге взрывоопасного скопления метана;
- самовозгорания угля – до концентрации кислорода менее чем 8% в очаге скопления угля;
- замещения азотом утечек воздуха – до концентрации кислорода менее чем 6 % в очаге пожара через изолирующие перемычки;
- пожара в процессе разгазирования тупиковых выработок – до концентрации кислорода менее чем 10% в камере шлюзования.

Приготовление инертной среды должно происходить по технологической схеме, в которой предусмотрены технологический регламент и размещение оборудования.

Технологическая схема образования инертной среды в горной выработке включает изображение расположения всех необходимых агрегатов и устройств, как на поверхности, так и под землей. На поверхностной площадки шахты располагается мембранная азотно-компрессорная установка типу АМГП 15/07 СУ1 и аппаратура для подключения к электрической сети. Установка является основным генерирующим элементом в системе получения газообразного азота [1, 3]. Газообразный азот подается по трубопроводу от установки к очагу локализации или предупреждения возникновения подземного пожара. Специальный трубопровод прокладывается по горным выработкам и используется по назначению и только в исключительных случаях допускается использование противопожарного трубопровода. На технологической схеме наносятся параметры трубопровода, его диаметр, направление движения вентиляционной струи и ее тип, а также места контроля параметров азота в трубопроводе. В технологическом регламенте отражается необходимое количество газообразного азота, которое необходимо подать к месту его выпуска из трубопровода, избыточное давление азота в трубопроводе и время его истечения из трубопровода, содержание кислорода в случае истечения азота из трубопровода, а также количество азотно-компрессорных установок. Излагается последовательность выполнения работ при применении газообразного азота.

При высоких скоростях подвигания очистных забоев и столбовой системе разработки угольных пластов возникает опасность загазирования тупика погашаемой вентиляционной выработки и образование взрывоопасной среды. Эта часть очистного забоя недостаточно интенсивно проветривается, а газ метан активно выделяется из выработанного пространства лавы и примыкающей к ней отработанной части шахтного поля. Избежать данной опасности возможно при применении газообразного азота с некоторыми техническими совершенствованиями. Для этого в тупиках погашаемой выработки сооружают камеру (рис.). В нее по трубопроводу под давлением подается газообразный азот, с помощью которого образуется инертная среда. В камере создается избыточное давление, которое вытесняет газ метан из рабочего пространства лавы.

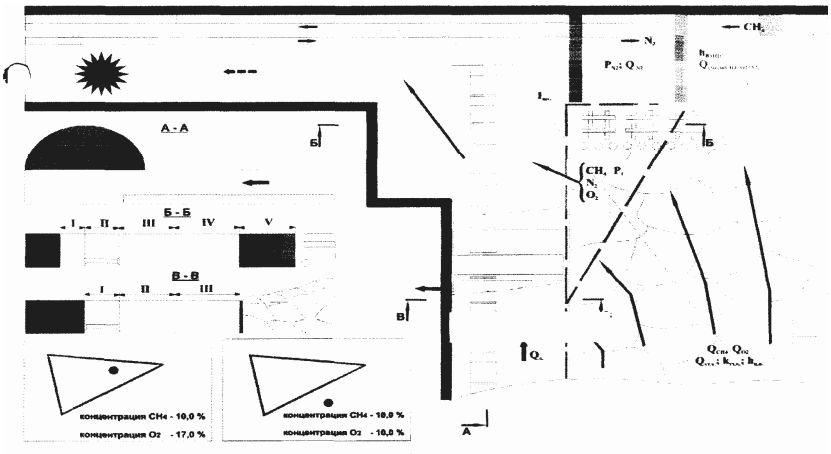


Рис. Схема нейтрализации газовой смеси в тупике погашаемой выработки при столбовой системе разработки

Это достигается за счет того, что уменьшается доступ кислорода в выработанное пространство очистной выработки, чем достигается замещение истечения воздуха газообразным азотом. Последний подается в камеру тупика погашаемой выработки, по которой подается свежая струя воздуха для проветривания забоя. Камера сооружается путем возведения чураковой изоляционной перемычки, которая устанавливается на расстоянии 5 м от тупика погашения выработки. Перемычка должна иметь устройство для контроля депрессии и отбора пробы воздуха. Попадая за чураковую перемычку под давлением, газообразный азот вытекает в выработанное пространство очистного забоя с помощью обшахтной депрессии. Объем газообразного азота, который подается в камеру, должен составлять не менее 60% от общего истечения воздуха по полостям горного массива, примыкающего к очистному забою. Депрессия на изоляционной перемычке камеры во время подачи азота должна быть равной 30 Па. При подвигании лавы и сокращения вентиляционной выработки изоляционная перемычка сооружается с шагом 5 м, а отработанная перемычка не демонтируется. Трубопровод для подвода газообразного азота сокращают, предварительно перекрыв кран, который находится на расстоянии от очистного забоя. Подачу азота прекращают во время перемонтажа компенсационной камеры и трубопровода. В режиме создания инерционной смеси газообразный азот подается постоянно. Разрешается перерыв в подаче газообразного азота на период перемонтажа, но не более одной смены.

Во время подачи газообразного азота контролируются депрессия и направление ее приложения на перемычку не менее трех раз за смену, состав инертной смеси в камере. Контроль осуществляет руководство добычного участка, надзор шахты и специалисты службы депрессионных и газовых съемок.

Следующим перспективным направлением в применении газообразного азота является ликвидация подземного пожара на изолированных пожарных участках через изолирующие перемычки или с применением камер. Перед подачей газообразного азота выполняется комплекс мер для снижения депрессии изолированного пожарного участка. Ее величина на изоляционной перемычке не должна превышать 50 Па. От установки газообразный азот подается по трубопроводу со стороны входящей струи при закрытых отверстиях изоляционной перемычки. Его объем, подаваемый в единицу времени за изоляционную перемычку на изолированный подземный пожар, должен обеспечить полное замещение общего расчетного истечения воздуха с этого участка, попадающего к очагу пожара.

Камера для нагнетания газообразного азота сооружается в выработке путем установки дополнительной изоляционной перемычки на расстоянии от изоляционной перемычки пожарного участка. Расстояние между перемычками определяется в каждом случае отдельно, исходя из фактических условий ведения горных работ.

При полном замещении истечения воздуха газообразным азотом депрессия изоляционной перемычки равняется нулю. Газообразный азот подается по трубопроводу на пожарный участок до полного погашения пожара или получения инертной среды, которая позволяет при определенных условиях сократить объем изолированных выработок.

На шахтах, опасных по газу метану, принудительная подача газообразного азота по трубопроводу должна выполняться в тупиковые выработки в случае нарушения их проветривания во время пожара и выпускаться непосредственно в забой на расстоянии не более 20 м. Его объем должен превышать общее метановыделение выработки и обеспечивать образование в ней инертной среды. Время образования среды должно быть меньше, чем ее загазирование до взрывоопасной смеси.

Первый опыт использования подобной мембранной азотной установки был приобретен горноспасательными подразделениями в 2001 году. 19 августа 2001 года на шахте им. А.Ф, Засядько в 15-й западной лаве произошел взрыв. Взрывом было смертельно травмировано 55 человек. В ходе аварийно-спасательных работ были эвакуированы тела 45 пострадавших. Судьба 10 человек, находившихся непосредственно в лаве, оставалась неизвестной.

Из-за высокой скорости распространения пожара, невозможности его локализации и активного тушения создалась угроза выхода пожара в общешахтные выработки. В 5 ч 05 мин 21 августа были возведены четыре изолирующие перемычки. После инертизации пожарного участка генератором ГИГ-1500 проемы в перемычках были закрыты.

Для инертизации изолированного пространства было принято решение применить азот. Из Польши была доставлена и применена установка для получения азота из атмосферного воздуха. По состоянию на 4 сентября в аварийный участок подано 122060 м^3 азота. Во многом благодаря инертизации 26 августа подразделения ГВГСС приступили к разгазированию аварийного участка. К 11 часам 6 сентября было восстановлено проветривание в выработках уклонного поля и сокращен изолированный объем аварийного участка 15-й западной лавы. Шахта получила возможность отрабатывать подготовленные к добыче запасы угля. В дальнейшем участок 15-й западной лавы также был разгазирован и успешно отработан.

Список литературы

1. Тушение пожаров в тупиковых выработках газообилъных шахт. Информационное письмо / ВНИИГД. – Донецк, 1989. – 13 с.

2. Судиловский М.Н., Колышенко М.В., Эйнер Ф.Ф. Предупреждение и ликвидация аварий на шахтах ФРГ. – М.: Недра, 1988. – 144 с.

3. Руководство по профилактике и тушению активным способом пожаров в выработках, оборудованных ленточными конвейерами /Любарский Б.С., Грядущий Б.А., Пашковский П.С., Крупка А.А., Костенко В.К., Кривченко Ю.А. и др. – Донецк: НИИГД, 1993. – 84 с.

УДК 622.333: 658.5

© Н.В. Тищенко,
А.Ф. Нехрещенюк

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Наведено сучасний техніко-економічний стан ВАТ «Павлоградвугілля». Розкритий основний зміст «Програми перспективного розвитку ВАТ «Павлоградвугілля» до 2015 року з впровадженням нових прогресивних технологій і устаткування». Розглянуті три варіанти розвитку підприємства.

Представлено современное технико-экономическое положение ОАО «Павлоградуголь». Раскрыто основное содержание «Программы перспективного развития ОАО «Павлоградуголь» до 2015 года с внедрением новых прогрессивных технологий и оборудования». Рассмотрены 3 варианта развития предприятия.

Modern technical-economical position of «Pavlogradugol' OAS» is represented. Basic maintenance of «Program of perspective development of «Pavlogradugol' OAS» to 2015 year with introduction of new progressive technologies and equipment is exposed». 3 variants of development of enterprise are considered.

Угольное месторождение Западного Донбасса расположено на левом склоне Днепровско-Донецкой впадины, в бассейне р. Самара, левого притока Днепра, и занимает площадь около 12 тыс. кв. км (протяженность 250 км, ширина 40-50 км). Месторождение охватывает Петропавловский, Павлоградский, Новомосковский, Царичанский районы Днепропетровской области и Лозовской район Харьковской области.

Общие оценочные запасы месторождения составляют 14,5 млрд. т, из них промышленные запасы – 785,1 млн. т по состоянию на 01.01. 2007 г.

Промышленное значение подтверждают 15-20 угольных пластов, которые относятся к тонким по мощности и относительно выдержанным как по мощности, так и по площади распространения. Расстояние между пластами колеблется от 4-6 м до 40-60 м. Строение пластов простое с преобладающей мощностью 0,55-0,95 м. Глубина залегания пластов – до 900 м.

Вмещающие породы представлены переслаивающимися между собой аргиллитами и алевролитами (75-78%), песчаниками (до 20%). Аргиллиты и алевролиты относятся к категории весьма неустойчивых и неустойчивых. Песчаники имеют мощность от 5 до 50 м и содержат статические запасы воды.

Отличительной особенностью месторождения является крепкий и вязкий уголь (f = 3,0-3,5 по шкале Протодьяконова) и слабые, склонные к пучению, аргиллит и алевролит (f = 1,0-2,5), сопротивляемость угля резанию 2,5-5,2 кН, которые при увлажнении размокают, теряя при этом 50-80% прочностных свойств. Поступление даже незначительного количества воды в рабочее пространство лав приводит к размоканию почвы, расслоению и обрушению пород кровли. Угленосная толща месторождения характеризуется моноклинальным залеганием с падением на северо-восток под углом 1-5º.

Основные тектонические нарушения сопровождаются серией средних и мелких дизъюнктивных нарушений с амплитудами до 10 м, которые ввиду низкой разрешающей способности геологоразведочных работ выявляются только при ведении горных работ.

Угли Западного Донбасса относятся к среднезольным, среднесернистым, газовым, слабоспекающимся, обладающим повышенной коксующейся способностью. Содержание золы колеблется от 3 до 25%, серы – от 0,5 до 3,5%, выход летучих – от 35 до 45%, теплотворная способность в среднем по пластам – от 7700 до 8400 ккал/кг. Угольные пласты не склонны к самовыгоранию, не опасны по внезапным выбросам и горным ударам, но опасны по пыли.

Гидрогеологические условия месторождения сложные. Выделена группа шахт «открытого» типа, где угольные пласты имеют выход под покровные отложения бучакского водонос-

ного горизонта. Общешахтный приток воды в них колеблется от 300 до 1600 м^3/ч. Шахты «закрытого» типа имеют водоприток до 50 м^3/ч. Основными проводниками подземных вод в горные выработки являются угольные пласты, песчаники.

Таким образом, слабые вмещающие породы с выраженной слоистостью, не имеющей плотного контакта, развитая сеть водоносных горизонтов с активной гидравлической связью характеризуют геологическое и гидрогеологическое условия Западного Донбасса как весьма своеобразные, а месторождение – как одно из наиболее сложных по специфике ведения горных работ.

На месторождении построены и сданы в эксплуатацию 11 шахт.

Шахта «Западно-Донбасская №1» введена в работу в 1963 г., в последующие 19 лет сданы 10 шахт, последняя – им. Н.И. Сташкова – в 1982 г.

В настоящее время в составе ОАО «Павлоградуголь» 10 действующих шахт с проектной мощностью 13200 тыс т/год, 11 филиалов и 5 структурных подразделений. На предприятиях работает более 31 тыс трудящихся.

За 43 года шахтами Западного Донбасса добыто 383,7 млн т угля и пройдено 4055,9 км вскрывающих и подготавливающих горных выработок.

В Западном Донбассе испытывалась и внедрялась в производство вся техника, которая выпускалась в СССР и в Украине для выемки тонких пластов: гидрофицированные комплексы КМК-97, «Донбасс», КД-80, КМК-98, КД-90, КД-99, КМ-103, ДМ. Техническое перевооружение обеспечило высокую концентрацию горных работ, увеличилась нагрузка на очистной забой, повысилась безопасность горных работ.

Увеличение глубины разработки, ввод в строй действующих глубоких шахт «Западно-Донбасская» и им. Героев Космоса потребовало новых решений по проведению, рациональному расположению и поддержанию горных выработок. Был освоен тампонаж закрепного пространства, сконструированы и внедрены новые виды крепи – арочные и кольцевые.

Применение проходческих комбайнов 4ПП-2М, КСП-22, ГПКС, П-110, КСП-32 позволило увеличить и постоянно поддерживать высокие темпы проведения горных выработок, улучшить их состояние, снизить затраты на проведение и поддержание.

Результатом структурной перестройки угольной промышленности Украины, начатой в 1996 г., стало проведение конкурса-продажи 92,11% акций ОАО ГХК «Павлоградуголь» в июне 2004 г. Победителем конкурса признан ОАО «Авдеевский КХЗ», ему приказом Фонда государственного имущества Украины передан контрольный пакет акций, и с 30 июня 2004 г. завод получил право собственника.

15 октября 2004 г. первым учредительным собранием акционеров Государственная холдинговая компания «Павлоградуголь» реорганизована, ее новый статус – Открытое акционерное общество «Павлоградуголь».

ОАО «Павлоградуголь» входит в «Донбасскую топливно-энергитическую компанию» представляет собой вертикальную интеграцию предприятий, создающих эффективную производственную цепочку от добычи угля до генерации и поставки электроэнергии. Взаимовыгодное сотрудничество угледобывающих предприятий и генерирующей компании, внедрение передовых технологий, профессиональный менеджмент, взвешенная социальная политика позволили Компании занять лидирующие позиции на топливно-энергитическом рынке Украины.

Анализируя показатели работы шахт ОАО «Павлоградуголь» за последние 15 лет, прослеживается тенденция значительного ухудшения всех технико-экономических показателей с 1991 по 1998 гг. и их улучшение с 1999 по 2006 гг. включительно.

Особо необходимо отметить послеприватизационный период с июля 2004г., который характеризуется устойчивым ростом объемов производства и улучшением качественных и экономических показателей работы предприятий. Результаты работы шахт ОАО «Павлоградуголь» за 2006 г. приведены в табл.1.

Таблица 1

Результаты работы шахт ОАО «Павлоградуголь» за 2006 г.

Объем добычи угля, ттыс. т	12228,5
Объем проведения вскрывающих и подготавливающих горных выработок, п.м.	97759
Нагрузка на очистной забой, т/сут	910
Производительность рабочего по добыче, т	44,5
Зольность добытого угля, %	36,6
Освоение капитальных вложений, млн. грн	295,5

Значительно улучшены технико-экономические показатели.

Тем не менее достигнутые результаты не являются лучшими или пределом для горно-геологических и горнотехнических условий шахт общества, поэтому на основании «Стратегии развития угольного бизнеса» корпорации «ДТЭК» для ОАО «Павлоградуголь» намечены «Ключевые показатели до 2015 года», предусматривающие уже в 2015 г. объем добычи на уровне 16,5 млн т с зольностью 35% при значительном увеличении производительности труда, снижении себестоимости добытого угля, повышения уровня заработной платы и одновременной оптимизацией численности трудящихся.

Существующая на сегодняшний день технология добычи угля с отработкой выемочных столбов длиной до 1000 п.м., длиной лав 150-200 м по восстанию, падению очистными комплексами КД-80, КД-90, ДМ с комбайнами КА-80, КА200-250, К-103 обеспечивает нагрузку в пределах 1000 т в сутки и качество добываемого угля на уровне 37%.

Обеспечение этих ключевых показателей возможно только при значительном увеличении количества действующих очистных забоев до 50, забойного оборудования, объемов проведения горных выработок, численности рабочих очистных забоев и проходчиков. Выполнение этих мероприятий приведет к значительному росту себестоимости добытого угля. Тем не менее задания, определенные в «Ключевых показателях…» вполне реальны и технически выполнимы, но требуют коренного изменения технологии добычи угля, проведения горных выработок с внедрением прогрессивных технологий и использования оборудования импортного производства.

Исходя из этого в ОАО «Павлоградуголь» на основании «Стратегии развития угольного бизнеса в корпорации «ДТЭК», разработана «Программа перспективного развития ОАО «Павлоградуголь» до 2015 года с внедрением новых прогрессивных технологий и оборудования» (сентябрь 2006 г.).

Основная цель «Программы перспективного развития ОАО «Павлоградуголь …» – получение предприятием наибольшей прибыли на вложенный капитал при минимальных инвестиционных затратах. При этом должны быть учтены новые условия хозяйствования, особенности деятельности собственника и роль государства в этих условиях.

Задача «Программы…» состоит в разработке стратегии дальнейшего развития десяти шахт до 2015 года и более на дальнюю перспективу на основе внедрения новых прогрессивных технологий и оборудования по добыче угля и проведению горных выработок, позволяющих в полной мере решить основную задачу увеличения объемов добычи угля, повышения производительности труда рабочего по добыче, повышения качества добываемого угля и снижения себестоимости добычи угля.

«Программа…» учитывает основные требования к организации технической, производственной, экономической работы в сфере развития угольного производства, технического перевооружения, безопасного ведения работ, охраны окружающей среды, менеджмента, коммерческой деятельности в рыночных условиях по привлечению инвестиций и их возврату, социальных условий работников акционерного общества. Показатели технического перевооружения, капитального строительства выражаются в реальных объемах и денежных оценках.

«Программой перспективного развития до 2015 года…» предложено к рассмотрению три варианта развития предприятия. Применительно к ним, в табл. 2 приведены основные технико-экономические показатели по шахтам ОАО «Павлоградуголь».

Вариант №1 – базовый.

В этом варианте специалистами шахты выполнена в соответствии с «Проектом отработки шахты» раскройка шахтного поля по всем шахтопластам под действующую на шахте технологию добычи угля и проведения горных выработок и сложившийся горно-шахтный фонд без его обновления и капитального ремонта горно-шахтного оборудования, без замены необходимого стационарного оборудования, отработавшего нормативные сроки, без капитального строительства и без выделения инвестиций. Одновременно с этим включены инвестиции на закрытие и ликвидацию шахты. По варианту разработаны календарные планы отработки на схемах горных работ, графики ввода-выбытия очистных забоев, объемы проведения горных выработок без капитального строительства. Определены объемы добычи угля по годам до ликвидации шахты, количество действующих лав, качество добываемого угля, численность трудящихся.

Вариант №2.

В этом варианте в соответствии с действующим «Проектом отработки шахты» выполнена раскройка шахтного поля по всем шахтопластам под действующую на шахте технологию добычи угля и проведения горных выработок, но с конкретной задачей по достижению определенного объема добычи угля. Определены инвестиции на ежегодное частичное обновление горно-шахтного оборудования, его капитальный ремонт, замену и модернизацию стационарного оборудования, отработавшего нормативные сроки, капитальное строительство новых горизонтов и объектов поверхности.

По этому варианту, также как и по базовому, разработаны календарные планы отработки на схемах горных работ, графики ввода-выбытия очистных забоев, графики проведения горных выработок, в том числе, по капитальному строительству при подготовке горизонтов. Определен объем добычи угля по годам до 2015 года с учетом задания Корпорации «ДТЭК», объемы капитального строительства, объемы проведения горных выработок, инвестиции по всем направлениям деятельности шахты, качество добываемого угля, численность трудящихся.

Вариант №3 – внедрение новых прогрессивных технологий и оборудования.

В этом варианте без привязки к действующему на шахте «Проекту отработки шахты» выполнена раскройка шахтного поля по всем действующим пластам с учетом внедрения на шахте новой технологии добычи угля с применением стругов импортного производства и другой очистной и проходческой техники. Длины выемочных столбов составляют оптимально экономически целесообразную длину от 2,0 до 3,0 км, длина лавы – 250-350 п.м. и запасом угля в одном выемочном столбе не менее 1,0 млн т. При этом годовой объем добычи угля по шахте должен быть не менее, чем производительность угольного подъема, а в отдельных случаях и превышать его с последующей реконструкцией подъемных установок. В случае несоответствия существующих конвейерных линий по транспортированию угля от струговых лав производится модернизация конвейеров в сторону увеличения их производительности с заменой приводов и конвейерных лент. Учтены такие вопросы:

- строительства дополнительных вентиляторных установок;
- проведения дополнительных выработок или увеличения сечений существующих в целях обеспечения струговых лав расчетным количеством воздуха.

На рис. 1, 2 в более наглядной форме представлены тенденции изменений численности трудящихся, объемов добычи и проходки по годам в зависимости от выбранного варианта развития общества.

Таблица 2

Технико-экономические показатели по шахтам ОАО «Павлоградуголь» (в базовых ценах)

Наименование элемента затрат	Ед. измер.	Отчет 2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
I вариант											
Численность	чел	25682	24979	22707	18286	15387	10372	7781	4838	1836	1095
Инвестиции	грн	292915	398451	15407	1639	148497	161776	407912	35930	494800	203274
Добыча		12228	12850	11595	8788	6457	3555	2498	1250	360	0
Проходка		30303	34395	8845	575	730	800	500	0	0	0
II вариант											
Численность		25682	24748	24214	23266	22734	22055	21664	21578	21008	21039
Инвестиции		292915	428393	755985	818950	685628	674391	587889	486455	569367	483067
Добыча		12228	12850	12990	13070	13250	13430	13550	13570	13940	14100
Проходка		30303	35150	44710	43155	42114	44625	36910	36320	30775	29970
III вариант											
Численность		25682	24979	24592	23840	22712	21975	20928	20424	19744	19158
Инвестиции		293263	440871	884505	1148553	951679	831933	598243	453144	457892	465687
Добыча		12328	12850	12980	13270	13130	14585	15050	15270	15640	15640
Проходка		30303	34785	44920	44150	43770	39505	41080	39645	31975	31910

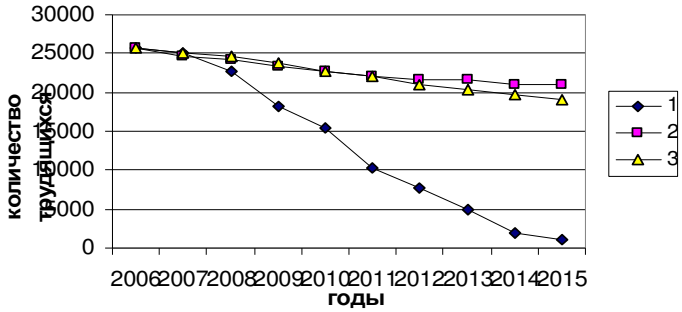


Рис. 1. Изменение количества трудящихся в ОАО «Павлоградуголь» по годам выбранного варианта развития: 1 – вариант №1; 2 – вариант №2; 3 – вариант №3

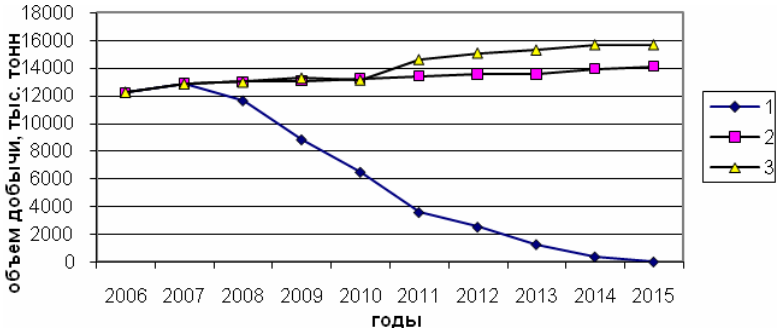


Рис. 2. Изменение объема добычи в ОАО «Павло-градуголь» по годам в зависимости от выбранного варианта развития: 1 – вариант №1; 2 – вариант №2; 3 – вариант №3

Как видно из представленных зависимостей, все три варианта предполагают неуклонное уменьшение численности трудящихся, причем вариант №3 подразумевает это уменьшение наиболее интенсивным. Изменение объемов добычи может идти двумя путями. Первый путь, как наименее прогрессивный предполагает снижение вплоть до нуля объемов добычи к 2015 г., что связано с неизбежным отказом технологического оборудования при этом варианте и отсутствии возможностей для его замены. 2-й и 3-й варианты более благоприятны, особенно 3-й, при котором намечается тенденция увеличение объемов добычи и стабилизация этих показателей за счет замены старого изношенного оборудования на новое, внедрение прогрессивных технологий.

В табл. 3 показано долевое участие объемов добычи угля струговыми лавами в общем объеме добычи по ОАО «Павлоградуголь» до 2015 г.

В настоящее время общемировой тенденцией в развитии прогрессивных технологий угледобычи является увеличение доли струговых лав. С учетом горно-геологических и технико-экономических особенностей в определенной степени она прослеживается и в ОАО «Павлоградуголь». В этой связи интерес представляет информация, приведенная в табл. 4 об очистных забоях, оборудованных струговыми установками и возможными сроками их подготовки по шахтам ОАО «Павлоградуголь», а также эта информация, представленная в более наглядном виде – в виде графиков на рис. 3 и 4.

Изменения в раскройке шахтных полей от проектных в укрупненном варианте рассмотрены на техническом совете ОАО «Павлоградуголь» с участием специалистов института «Днепрогипрошахт». После рассмотрения и утверждения «Программы…» в Корпорации «ДТЭК» институту «Днепрогипрошахт» будут выданы задания на корректировку проектов.

Таблица 3

Долевое участие объемов добычи угля струговыми лавами в общем объеме добычи по ОАО «Павлоградуголь» до 2015 г. (программа «Струги»)

	Ед. изм.	2007г	2008г	2009г	2010г	2011г	2012г	2013г	2014г	2015г
ш."Терновская"				101	669	194	576	435	181 167	354
ш."Павлоградская"					413	1008	624	765	852	846
ш.им.Героев космоса										
ш."Степная"				802	835 15	828 172	719 280	591 409	444 559	264 740
ш."Юбилейная"							916 340	126 899 255	1280	868 412
ш."Днепровская						1100	490 610	940 200	1160	150 1000
ш."Западно-Донбасская"						825	835 325	515 645	202 855 103	756 404
Общее количество лав	шт.	**39**	**37**	**34**	**30**	**28**	**26**	**27**	**27**	**26**
Количество работающих струговых установок	шт.			**2**	**3**	**4**	**5**	**5**	**5**	**5**
Общий объем добычи	т.т.	**12850**	**12931**	**13270**	**13130**	**14585**	**15050**	**15270**	**15640**	**15640**
Объем добычи из струговых лав	т.т.			**903**	**1922**	**4127**	**5685**	**5780**	**5803**	**5794**
Доля добычи струговых лав в общем объеме добычи	%	**0**	**0**	**7**	**15**	**28**	**38**	**38**	**37**	**37**

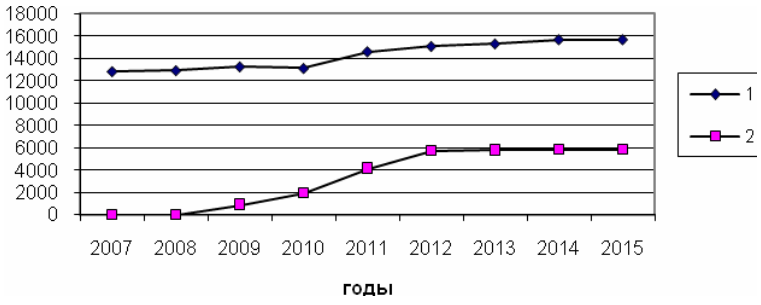


Рис. 3. Общее количество лав (1), струговых установок (2) и доля добычи струговых лав в общем объеме добычи (3) по годам

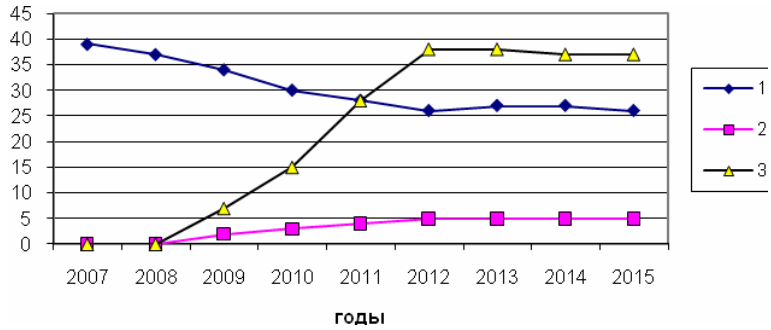


Рис. 4. Общий объем добычи (1) и объем добычи из струговых лав (2) по годам (тыс. т)

Сведения об очистных забоях, оборудованных струговыми установками и возможными сроками их подготовки по шахтам ОАО «Павлоградуголь», приведены в табл. 4

Таблица 4

Сведения об очистных забоях, оборудованных струговыми установками

Шахта	Номер лавы	Индекс пласта	Мощность пласта, м	Длина выемоч. столба, м	Длина лавы, м
«Степная»	157	C_6	0,7-0,93	2120	300
«Терновская»	522	$C_5^в$	0,80	2000	300
«Западно-Донбасская»	1029	$C_{10}^в$	1,00	2150	300
«Павлоградская»	345	C_4	0,82	4780	250
«Днепровская»	1106	$C_{10}^в$	1,10	2990	300
«Юбилейная»	594	C_6	0,95	2740	300
им. Героев Космоса	1172	C_{11}	0,89	3440	312

Как видно из рис. 3 и 4, в соответствии с «Программой перспективного развития до 2015 года…» в ОАО «Павлоградуголь», в соответствии с общемировой тенденцией идет рост использования струговых установок в добыче угля, что является важным, прогрессивным направлением развития общества.

По третьему варианту, как и по двум предыдущим, разработаны календарные планы отработки на схемах горных работ, определены объемы добычи угля, его качественные показатели, количество действующих лав, инвестиции на приобретение стругов и других видов высокопроизводительной техники, на капитальное строительство по новым горизонтам и объектам поверхности, численность трудящихся и другие показатели, необходимые для выполнения расчетной экономической целесообразности внедрения новой «Программы перспективного развития ОАО «Павлоградуголь» до 2015 года с внедрением новых прогрессивных технологий и оборудования».

После корректировки проектов будет выбран оптимальный технико-экономический вариант развития общества с учетом дальнейших перспектив его развития, реальных объемов инвестиций и общей стратегии развития ОАО «Павлоградуголь».

УДК 622.232.76 © П.П. Корж

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ УГЛЯ, ПРИ БУРОШНЕКОВОЙ ВЫЕМКЕ ВЕСЬМА ТОНКИХ И ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Обґрунтовано принцип розділення вугільних циліків за функціональним призначенням і критерій мінімізації втрат вугілля з урахуванням їх параметрів і механічних характеристик вугілля та порід покрівлі підробленого пласта.

Обоснован принцип разделения угольных целиков по функциональному назначению и критерий минимизации потерь угля с учетом их параметров и механических характеристик угля и пород кровли подработанного пласта.

The principle of coal pillars classification by function and the criteria for coal losses minimization taking into account their parameters and mechanic properties of coal and foot rock of undermined seam have been proved.

Традиционно применяемый при бурошнековой выемке угольных пластов способ управления кровлей на оставляемых в выработанном пространстве межскважинных целиках постоянной ширины вдоль выемочного штрека отличается большими потерями угля, которые колеблются, как правило, в пределах 50-70%. Низкий коэффициент извлечения угля при бурошнековой выемке объясняется двумя причинами: несоответствием мощности отрабатываемого пласта диаметру рабочего органа бурошнековой установки и стремлением обеспечить устойчивость межскважинных целиков за счет увеличения их ширины и оставления ее постоянной при отработке выемочного участка без учета изменения функционального назначения целиков по мере их удаления от границы очистного забоя.

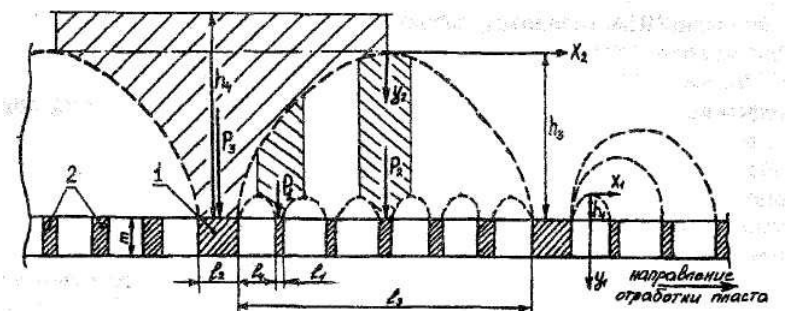


Рис. 1. Технологическая и расчетная схема по нарезке и расчету параметров опорных (1) и межскважинных(2) угольных целиков

Анализ опыта бурошнековой выемки угольных пластов и результатов инструментальных измерений показал, что целесообразно усовершенствовать параметры данной технологии путем разделения технологических целиков по функциональному назначению на опорные 1 и межскважинные 2 (рис. 1). Последние нарезаются с переменной вдоль выемочного штрека шириной, возрастающей по мере отхода очистных работ от последнего опорного целика. Такое технологическое решение позволяет существенно снизить потери угля в целиках при условии определения рациональных их параметров.

Минимально допустимая ширина l_1 межскважинных целиков рассчитывается по условию их устойчивости при бурении первой от угольного массива скважины и раздавливания при отходе фронта очистных работ по формуле

$$l_{1\min} \geq \frac{\gamma}{2K_ф l_3 \sigma^0_{сж.у} tg\varphi}\left[(l_4 + l_{1\min})(l_3 - 4l_4 - l_{1\min})^2 - \frac{l_4^3}{3}\right], \quad (1)$$

где $K_ф = 1{,}15 - 0{,}15\dfrac{m}{l_1}$ – коэффициент формы целика;

$\sigma°_{сж.у}$ – остаточная прочность угля на одноосное сжатие;

m – мощность пласта.

Минимально допустимая ширина опорного целика определяется из условия его устойчивости:

$$l_2 \geq \frac{\gamma l_3 (h_4 - \dfrac{l_3}{3tg\phi})}{2c\left[2 + F\left(\dfrac{l_2}{m}, \varphi_y\right)\right] - \dfrac{\gamma l_3}{2tg\phi}}, \quad (2)$$

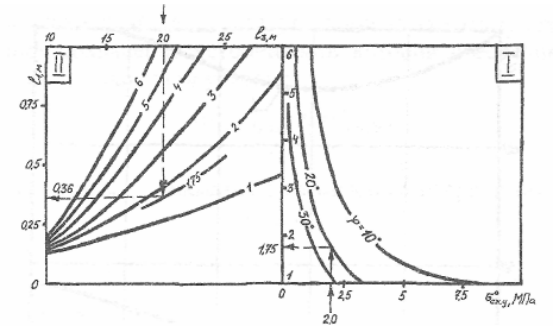


Рис. 2. Номограмма для определения минимально допустимой ширины $l_{1\min}$ межскважинного целика

где c – сцепление угля; $F\left(\dfrac{l_2}{m}, \varphi_y\right)$ – табулированная функция, отражающая сложное напряженное состояние в целике по К.В. Руппенейту.

Уравнения (1) и (2) являются трансцендентными и их корни определяются только приближенно численными методами. Для оперативного определения параметров бурошнековой технологии на основе численного анализа уравнений (1) и (2) построены соответствующие номограммы (рис. 2 и 3).

Правило пользования номограммой для расчета минимально допустимой ширины $l_{1\min}$ межскважинного целика поясним на следующем примере (см. рис. 2): $\sigma^0_{сж.у} = 2$ МПа, $l_3 = 20$ м. Расчет ведется в соответствии с ходом ключа (пунктирная ломаная линия) таким образом. В квадранте I из отметки $\sigma^0_{сж.у} = 2$ МПа восстанавливаем перпендикуляр до пересечения с кривой $\varphi = 20°$, откуда проводим горизонталь до левой границы квадранта I, где на шкале определяем значение параметра, равное 1,75. Далее из отметки $l_3 = 20$ м опускаем перпендикуляр в квадранте II до линии со значением параметра 1,75, откуда проводим горизонталь и на левой шкале квадранта II читаем ответ $l_{1\min} = 0{,}36$ м. Следовательно ширина, межскважинного целика не должна быть меньше 0,36 м.

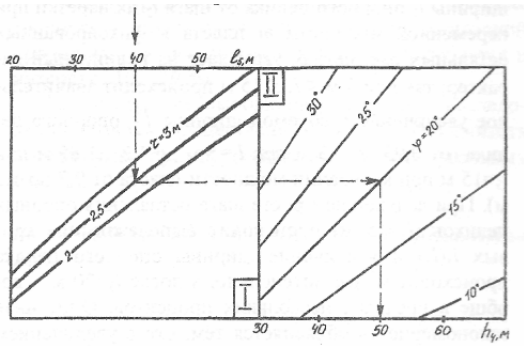


Рис. 3. Номограмма для определения минимально допустимой ширины l_2 опорного целика

В неравенство (2) входит такой параметр как h_4 – высота столба подработанных пород над опорным целиком, которая определяется по номограмме, приведенной на рис. 4. Расчет по данной номограмме ведется в соответствии с ходом ключа (пунктирная ломаная линия) последовательно по квадрантам I и II. Например, для исходных данных: длина скважины

$l_5 = 40$ м, радиус свода выработки $r = 2{,}5$ м, угол внутреннего трения пород кровли $\varphi = 20^\circ$, получаем ответ на нижней шкале квадранта II – $h_4 = 50$ м.

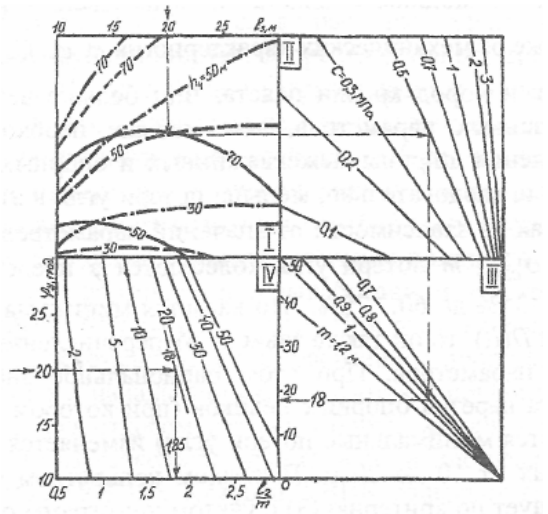


Рис. 4. Номограмма для определения высоты h_4 столба подработанных пород кровли над опорным угольным целиком

Определив значение параметра h_1, можно по номограмме (см. рис. 3) определить ширину l_2 опорного целика. Правило пользования номограммой показано для следующих исходных данных: $l_3 = 20$ м, $h_4 = 50$ м, $\varphi_y = 20^\circ$, $\varphi = 20^\circ$, $c = 0{,}5$ МПа, $m = 0{,}9$ м.

В первую очередь по ходу ключа (пунктирная ломанная линия) последовательно по квадрантам I-II-III определяем значение 18 на левой вертикальной шкале квадранта III, которое будет служить в качестве параметра в квадранте IV. Далее, от левой вертикальной шкалы квадранта IV от значения $\varphi = 20^\circ$ проводим горизонталь до пересечения с линией со значением параметра 18, откуда опускаем вертикаль и на нижней горизонтальной шкале квадранта IV читаем ответ $\frac{l_2}{m} = 1{,}85$. При принятой мощности пласта $m = 0{,}9$ минимально допустимая ширина l_2 опорного целика составит $l_2 = 2{,}06$ м. Таким довольно простым способом можно оперативно определить требуемые ширины угольных целиков.

Анализ зависимостей минимально допустимой ширины межскважинного целика от шага нарезки опорных целиков при различных значениях механических параметров пород кровли пласта показал, что при $l_3 < 10$ м минимально допустимая ширина межскважинного целика не превышает, как правило, 0,2...0,25 м. Такое расстояние l_3 соответствует 3-5 пробуренным скважинам между опорными целиками. Поэтому при бурении первых 3-5 скважин целесообразно оставлять межскважинные целики небольшой ширины, что позволит снизить потери угля в данных целиках. При дальнейшем бурении скважин (если не оставлять опорный целик) увеличивается расстояние l_3 с одновременным резким ростом минимально допустимой ширины межскважинного целика ($l_3 > 10$ м). Это объясняется увеличением высоты свода естественного равновесия пород кровли пласта и соответственно высоты столба пород кровли, создающих нагрузку на межскважинный целик, соседний с выбуриваемой скважиной. Увеличение шага установки опорных целиков ведет к чрезмерным потерям угля в межскважинных целиках. С этой точки зрения целесообразно допускать шаг нарезки опорных целиков до 18...20 м.

Анализ зависимости минимально допустимой ширины l_2 опорного целика от шага их нарезки при переменной мощности m пласта и фиксированных остальных параметрах указывает на нелинейный характер; так при 5 м $\le l_3 \le$ 15 м происходит значительное увеличение требуемой ширины l_2 опорного целика (от 0,95 до 1,3 м при $l_3 = 5$ м до 1,3...1,85 м при $l_3 = 15$ м при колебании мощности пласта от 0,7 до 1,2 м). При дальнейшем росте шага оставления опорных целиков ($l_3 > 15$ м) происходит выполаживание кривых l_3, и увеличение ширины опорного целика происходит менее интенсивно, а после $l_3 = 20$ м – вообще в пределах

нескольких процентов. Описанная закономерность объясняется тем, что с увеличением ширины опорного целика резко возрастает его несущая способность.

Анализ уравнений (1) и (2) выявил функциональную зависимость потерь угля с существованием ее минимума от расстояния между опорными целиками. Учитывая, что потери угля в целиках зависят от их ширин, которые, в свою очередь, определяются механическими характеристиками угля и пород кровли пласта, а также с учетом мощности пласта m и диаметра исполнительного органа бурошнековой установки $Д$, разработан и математически описан критерий выбора параметров бурошнековой выемки подработанного пласта на основе условия минимальных потерь угля

$$\frac{1}{l_2+l_3}\left\{\frac{l_3-3Д}{l_1+3Д}\left[l_1\left(2-\frac{Д}{m}\right)+3Д-\frac{3}{4}\pi\frac{Д^2}{m}\right]+\right.$$
$$\left.+l_2\left(2-\frac{Д}{m}\right)+3Д-\frac{3}{4}\pi\frac{Д^2}{m}\right\}\to\min. \qquad (3)$$

Мощность пласта и диаметр исполнительного органа являются фиксированными параметрами, определяемыми соответственно геологией месторождения и конструкцией бурошнековой установки. Остальные параметры l_1, l_2 и l_3 являются переменными и ими можно варьировать, отыскивая область минимальных потерь угля. Минимум функции (3) определялся по параметру l_3 который выбран еще и потому, что ширина межскважинного и опорного целиков зависит от шага нарезки последних.

Подбором значений параметра l_3 определена величина потерь угля $П$ для фиксированных значений механических характеристик угля и пород кровли пласта. Для значений $\varphi=\varphi_y=20^\circ$, $\sigma^0_{сж.у}tg\varphi=3$МПа, $c=0{,}5$МПа построены графики функции в качестве примера $П(l_3)$ для двух мощностей пласта ($m=0{,}7$ и $m=1$м), которые приведены на рисунке 5. Для указанных исходных данных изменение величины потерь угля при увеличении шага нарезки опорных целиков от 5 до 30 м не столь значительное и не превышает 6...7%. С другой стороны налицо ярко выраженный минимум функции $П(l_3)$, который имеет место при $l_3=12...17$ м для $m=1$м и $l_3=10...16$м для $m=0{,}7$м.

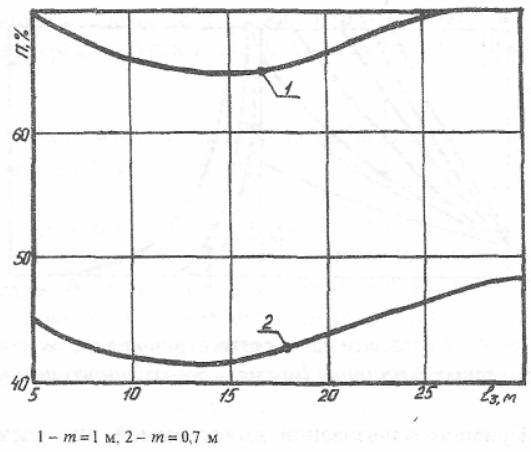


Рис. 5. Зависимость потерь угля П (%) при бурошнековой выемке от расстояния l_3 между опорными целиками

Как видно из графиков потери угля существенно зависят от мощности пласта при постоянном диаметре рабочего органа установки. Так, минимальное значение потерь для $m=1$м составляет 65%, а для $m=0{,}7$ только 41,5%. Это объясняется тем, что, во-первых, при меньшей мощности пласта при выбуривании остается в кровле пачка угля меньшей высоты, а, во-вторых, при уменьшении мощности пласта снижаются и минимально допустимые ширины межскважинных и опорных целиков.

Как показали расчеты, величина потерь $П$ угля помимо мощности пласта m существенно зависит также от механических характеристик φ, φ_y, C, $\sigma^\circ_{сж.у}$ угля и пород кровли пласта. Чем больше величина указанных параметров, тем меньше необходимые значения ширины межскважинных и опорных целиков и, следовательно, меньше потери угля в этих цели-

ках. В зависимости от значений параметров φ, φ_y, C, $\sigma^{\circ}_{сж.у}$, m потери угля колеблются в пределах от 30...35% до 60...75%. Что касается минимума функции $П(l_3)$, то он также зависит от перечисленных выше параметров. При этом рациональное значение шага нарезки опорных целиков (при котором достигаются минимальные потери угля) изменяется в пределах от 10 до 20 м. В каждом конкретном случае следует по критерию (3) с учетом номограмм определять зависимость $П(l_3)$, на основе которой рассчитать рациональное значение шага нарезки опорных целиков.

Установлено, что при выемке подработанного пласта нарушенные породы кровли обладают квазисыпучими свойствами. Поэтому по ширине пролета скважины образуется свод естественного равновесия, а порода внутри свода неустойчива и стремится обрушиться в полость скважин. При этом добываемый уголь перемешивается с обрушенной породой и резко снижается его качество, а главное – создается угроза вывалообразования и, как следствие, завала исполнительного органа установки. Поэтому проектными решениями предусмотрено, как правило, оставление в верхней части пласта угольной пачки (потолочины), сохранение устойчивости которой обеспечивается выполнением условия

$$(\sigma_{сж})_{\max} \le \sigma_{сж.у},$$

где $(\sigma_{сж})_{\max}$ – максимум сжимающих напряжений в потолочине.

Используя данное условие и метод плоских сечений теории сопротивления материалов, получено выражение для расчета минимально допустимой толщины устойчивой потолочины в скважине

$$m_1 \ge \frac{1}{4}\sqrt{\frac{\gamma l_4^3}{\sigma^{\circ}_{сж.у} tg\varphi}}. \qquad (4)$$

Анализ уравнения (4) показал, что требуемая толщина потолочины сильно зависит от остаточной прочности угля на сжатие и в среднем колеблется в интервале 10...20 см.

Таким образом, выполненный комплекс исследований позволил существенно (до 10... 15%) снизить потери угля при бурошнековой выемке угольных пластов.

УДК 622.272:622.234 © Б.І. Римарчук

ЕФЕКТИВНА, ВИСОКОПРОДУКТИВНА ТЕХНОЛОГІЯ ВІДБІЙКИ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУТКУ

Обґрунтовано ефективність технології відбійки магнетитових кварцитів за допомогою вертикальних концентрованих зарядів (ВКЗ) і попереднім екрануванням енергії хвиль напружень в об`ємі обвалюваного блоку.

Обоснована эффективность технологии отбойки магнетитовых кварцитов с помощью вертикальных концентрированных зарядов (ВКЗ) и предварительным экранированием энергии волн напряжений в объеме отбиваемого блока.

The efficiency of technology of breaking magnetite quartzite using the vertical concentrate charges (VCC) and preceding screening of energy of voltage waves in the volume of the breaking block was studied.

Розробка родовищ багатих руд Кривбасу досягла значних глибин: шахта «Ювілейна» ВАТ «Суха Балка» працює на глибині 1500 м, а шахти ВАТ «КЗРК» ім. Леніна, «Родіна», «Жовтнева», «Гвардійська» працюють на глибинах 1200-1300 м і вже виконують поглиблення стовбурів до 1500 м. Нижче глибини 1500 м відпрацювання багатих руд при існуючих технологіях їх видобутку стає нерентабельним. Забезпеченість рудників Кривбасу запасами багатих руд у проектних контурах до глибини 1500 м складає 304 млн. т, що зумовлює термін їх відпрацювання 15-30 років. У рудних полях шахт Кривбасу є 6,2 млрд. т магнетитових кварцитів (3,7 млрд. т, затверджених Державним комітетом запасів (ДКЗ), і 2,5 млрд. т розвіданих, але не затверджених ДКЗ). Протягом часу, що залишився на відпрацювання покладів багатих руд, необхідно підготуватися до видобутку магнетитових кварцитів. Крім того, розпочинати його слід одночасно зі зниженням обсягів видобутку багатих руд, поступово збільшуючи обсяги до проектної потужності шахти; тільки в цьому разі буде досягнута рентабельність виробництва.

Виходячи з цього, можна передбачити, що через 10-15 років розпочнеться значне зростання обсягів видобутку магнетитових кварцитів підземним способом. Оскільки їх збагачення буде проводитись переважно на збагачувальних фабриках Центрального і Північного гірничо-збагачувальних комбінатів, то собівартість видобутку кварцитів підземним способом повинна бути в межах 35-51,4 грн/т, що забезпечить їх рентабельну переробку [1]. Щоб укластися в цю собівартість, потрібно орієнтуватись на найбільш економічні технології видобутку.

Технологія видобутку магнетитових кварцитів з початку відпрацювання їх у 1975 р. на шахті ім. Орджонікідзе й до теперішнього часу не зазнала істотних змін. Буріння свердловин здійснюється малопродуктивним буровим верстатом НКР-100М, а відбивання – свердловинними зарядами ВР з дорогого тротиловмісного грамоніту 79/21, який потрібно виводити з обігу.

На початку 80-х років при відбиванні магнетитових кварцитів почали застосовувати вертикальні концентровані заряди (ВКЗ). Поклад «Південно-Магнетитовий» поверху 300-447 в осях (+10)-(+30) ш. ім. Орджонікідзе було відпрацьовано з використанням на відбійці зарядів ВКЗ.

Якість дроблення кварцитів, відбитих зарядами ВКЗ, значно краща, ніж кварцитів відбитих свердловинними зарядами. Витрати ВР на повторне дроблення становлять менше 30 г/т, проти 300-400 г/т при свердловинній відбійці.

Основні показники вибухів ВКЗ у блоці за період 1990-1997 рр. наведені у табл. 1.

Таблиця 1

Показники відбійки з використанням ВКЗ при відпрацюванні покладу «Південна-Магнетитовий» в осях (+10)-(+30) шахти ім. Орджонікідзе

Дата вибуху	Кількість відбитої руди, тис. т	Переріз ВКЗ, м х м	Висота ВКЗ, м		Кількість висадженого ВР, кг	Питомі витрати ВР, кг/т
			загальна	заповнена ВР		
25.02.1990	80,0	1,5x1,5	64	22,7	45306	0,566
17.06.1990	163,8	1,3x1,5	90	27,0	43260	0,265
20.02.1993	28,4	1,3x1,5	18	5,9	10052	0,354
29.05.1993	337,1	1,5x1,5	168	49,6	99107,4	0,294
28.11.1993	141,0	1,5x1,5	96	41,4	82862	0,588
10.06.1994	461,0	1,5x1,5	236	92,4	184711	0,444
21.01.1995	70,0	1,5x1,5	51	18,0	35909	0,512
15.04.1995	247,0	1,3x1,5	204	75,0	120073	0,438
21.10.1995	285,0	1,3x1,5	220	81,0	147186	0,512
24.02.1996	341,0	1,3x1,5	240	81,0	145983	0,428
17.08.1996	447,0	1,3x1,5	212	66,3	119328	0,267
28.07.1997	48,0	1,3x1,5	38	16,0	28152	0,586
17.08.1997	440,0	1,3x1,5	241	95,5	167611	0,381
Всього (середні)	3089,3		1878	671,9 (35,8%)	1229540,4	(0,398)

Гранулометричний склад гірничої маси, відбитої за допомогою ВКЗ у вищеназваному блоці наведено в табл. 2.

Таблиця 2

Розподіл фракцій у складі відбитої гірської маси за розмірами

см	%	см	%	см	%
0,8	60,13	12,0	3,66	30	1,37
2,5	2,66	15,0	-	35	1,40
5,0	6,08	17,5	2,10	40	2,40
7,5	6,81	20,0	4,98	50	1,13
10,0	2,33	25,0	2,69	60	2,23

Середній діаметр куска відбитої гірської маси становив приблизно 0,03м.

При вибуху зарядів ВКЗ відсутня ударна повітряна хвиля, тому немає порушень в гірничих виробках. Продуктивність праці одного підземного працівника у 2 рази вища, а собівартість видобутку на 10-15% нижча ніж за традиційної технології з відбійкою свердловинними зарядами.

Однак, незважаючи на свої позитивні якості, технологія з відбійкою ВКЗ мала і свої недоліки такі як, неконтрольоване законтурне руйнування масиву, яке досягало 0,5 ЛНО (до 10 м) і значний сейсмічний ефект.

Усунення цих недоліків дозволить ефективно застосовувати цю технологію на відпрацюванні покладів магнетитових кварцитів.

Поклади магнетитових кварцитів Кривбасу мають такі середні характеристики: довжина за простяганням 1400 м, горизонтальна потужність 100 м, кут падіння покладу 55-60º, коефіцієнт міцності за шкалою М. М. Протодьяконова $f = 16\text{-}18$.

При відпрацюванні покладів магнетитових кварцитів великої потужності і значних розмірів за простяганням доцільно застосовувати високопродуктивне самохідне обладнання

найбільш відомих західних фірм: Atlas Copco, Tamroc та ін. Продуктивність цих бурових станків на бурінні глибоких свердловин діаметром 100-120 мм в породах міцністю за Протодьяконовим $f = 16\text{-}18$ становить 60-70 м/зм., а ефективна глибина буріння досягає 50 і більше метрів. Однак вартість таких станків дуже висока і коливається в межах 1050-1500 тис. доларів, тому в собівартості 1 м свердловини амортизація буде в 8-10 разів, а енергозатрати у 2-3 рази більше ніж при бурінні станком НКР-100М. Сама собівартість буріння 1 м свердловини буде в 2-3 рази вищою, ніж станком НКР-100М. Економія (незначна) від застосування на бурінні глибоких свердловин самохідної бурової техніки відомих західних фірм може бути отримана за рахунок зменшення обсягу нарізних робіт у блоці та зростання продуктивності праці. Але в цьому випадку необхідно підтримувати середньодобову продуктивність праці на протязі всього терміну експлуатації (5 років) на рівні 200 м, що майже неможливо.

Для зменшення собівартості видобутку і підвищення продуктивності праці необхідно значною мірою знизити обсяги буріння глибоких свердловин, бо це найдорожча технологічна операція, пов`язана з відбійкою гірських порід.

Вартість 1 $м^3$ зарядної порожнини (підняттевої), утвореної буропідривним дрібношпуровим способом для формування заряду ВКЗ з урахуванням корисного об`єму, що припадає на ВР (35-40%) становить 312,5÷357 грн/$м^3$. Таку технологію доцільно застосовувати при проходці підняттевих не вище 20 м.

Вартість 1 $м^3$ корисного об'єму підняттєвого довжиною понад 20 м, утвореного вибухом свердловинних зарядів, на компенсаційну порожнину буде становити 903,2 грн.

Вартість 1 $м^3$ корисного об'єму свердловини діаметром 105 мм становить 7853,1 грн.

Як видно з вищенаведеного аналізу вартість 1 $м^3$ зарядної порожнини, утвореної дрібнопуровим способом у 23,4 рази, а вибухом свердловинних зарядів на компенсаційну порожнину у 8,7 рази дешевше ніж аналогічний об'єм, утворений бурінням верстатом НКР-100М глибоких свердловин діаметром 105 мм. З цього виходить, що використання підняттєвих виробок як зарядних порожнин (заряди ВКЗ) може дати значну економію при відбійці руди.

Крім того на відбійці руди доцільно застосувати найдешевшу на сьогоднішній час і ефективну вибухівку ігданіт високого тиску ІВТ-5, що також призведе додатково до зниження витрат на відбійку на рівні 50-60 коп. на 1т руди.

Найбільш доцільною технологією для відпрацювання покладів магнетитових кварцитів є етажно-камерні і етажного обвалення системи розробки з відбійкою ВКЗ з попереднім їх екрануванням [2, 3].

Заздалегідь перед вибухом ВКЗ утворюються екрани за всіма гранях блоку, що не мають відслонень. Екраном є масив порушених вибухом гірських порід, який створився за рахунок вибуху двох або трьох віял глибоких свердловин. Акустична жорсткість такого масиву приблизно у 2,5 рази нижча основного масиву. За рахунок цього екран майже повністю екранує енергію хвилі вибуху потужного заряду ВКЗ. Екран завдовжки 0,2-0,3 ЛНО майже повністю локалізує хвилі напружень в масиві обвалювального блоку, при цьому 18% енергії вибуху відбивається в товщу відбиваного масиву, 74% поглинається в масиві екрану і тільки 8% проходить у позаконтурний масив.

Розташування в блоці ВКЗ та екранів наведено на рис. 1. ВКЗ розташовується в місці блоку, яке є центром «рівноефективної дії вибуху».

За центр «рівноефективної дії вибуху» доцільно вважати місце розташування заряду в блоці кубічної або близької до кубічної форми на відстані до відслоєної поверхні, рівній ЛНО, та на відстані до оконтурюючих блок за іншими п'ятьма гранями екранів 0,7 ЛНО. При цьому вибух ВКЗ буде створювати рівні напруження як на відслоненій поверхні, так і на поверхнях, оконтурених екранами.

Масив відпрацьовуваного блоку розділяється екранами на окремі ділянки, кожна з яких обвалюється одним або двома ВКЗ, сформованими у вертикальних або горизонтальних виробках.

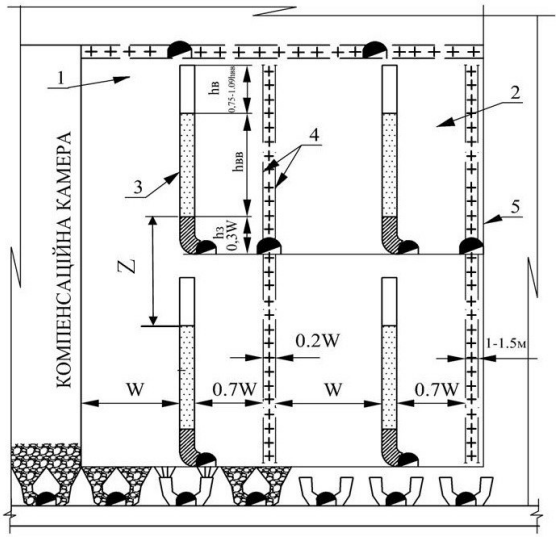


Рис. 1. Розташування ВКЗ в обвалюваному масиві: 1 – вибуховий блок першої черги; 2 – вибуховий блок другої черги; 3 – ВКЗ; 4 – спарене віяло глибоких свердловин для утворення екрану; 5 – межа з ціликом чергової камери

Висаджувати спарені віяла доцільно миттєво (якщо дозволяє сейсміка) або з уповільненням між віялами. Одиночні віяла висаджуються миттєво.

Найбільш ефективним способом ініціювання свердловин у віялі, як показали дослідження проф. Ю. П. Капленка, є зустрічне ініціювання. При такому способі ініціювання забезпечується найкраще тріщиноутворення в зоні між свердловинами, що значно поліпшує відбиваючу здатність екрану. Свердловини у віялі, розбурені на межі міжкамерного цілика, необхідно ініціювати зворотним методом. Це дозволяє вдвічі й більше зменшити величину максимальних напружень на вільній поверхні цілика і тим самим збільшити його стійкість. Межа блоку, що є одночасно поверхнею лійок випуску, не розбурюється віялами глибоких свердловин.

Перед вибухом ВКЗ проводиться розворот лійок випуску, окрім лійок, розташованих під ВКЗ. Розворот цих лійок здійснюється з мілісекундним уповільненням після вибуху ВКЗ. Якщо блок руйнується двома ВКЗ, розташованими по вертикалі, то в першу чергу висаджується ВКЗ, розташований зверху, і з мілісекундним уповільненням ВКЗ, розташований нижче. Якщо навхрест простягання розташовується два або більше блоки, то руйнування цих блоків здійснюється від висячого боку до лежачого.

Параметри відбійки масиву магнетитових кварцитів міцністю за шкалою проф. Протодьяконова $f = 16\text{-}18$ наступні: відстань між зарядами по горизонталі дорівнює 30 м, ЛНО відбійки – 22 м, відстань між зарядами по вертикалі (між верхньою границею нижчележачого заряду і нижньою межею вищележачого заряду) – 22 м. Товщина відбійки масиву в глибину масиву дорівнює 15,4 м (0,7 ЛНО). Довжина заряду ВКЗ дорівнює 10 м, діаметр – 2 м, вага заряду – 30 т, повітряний проміжок у верхній частині заряду дорівнює 7 м, товщина породної подушки – 7 м. Для прийнятих вище параметрів ВКЗ та величини ЛНО = 22 м, час уповільнення вибуху між ВКЗ буде дорівнювати 150 мс.

Для відбивання стелини застосовуються горизонтальні концентровані заряди ГКЗ, розташовані в горизонтальних виробках.

Конструкції ВКЗ і ГКЗ наведено на рис. 2.

Розроблена на основі запропонованої технології система розробки (рис. 3) враховує застосування на прохідницьких і бурових роботах самохідної техніки фірми Atlas Copco типу самохідної вантажно-доставочної машини ST2D, бурового верстата Simba M4C, який застосовується для буріння свердловин при проходці підняттєвих та бурового верстата Simba L3C,

який застосовується на бурінні свердловин для утворення компенсаційних порожнин і екранів.

Для ведення нарізних робіт, доставки матеріалів і устаткування на горизонті необхідно пройти один або два похилих з'їзди. Для здійснення нарізних робіт у блоці проходиться блоковий рудозвальний підняттєвий і збійки з похилим з'їздом. Випуск руди доцільно проводити за допомогою вібродоставочної техніки з вантаженням у вагони.

Визначимо методом порівняння з відомими технологіями техніко-економічну ефективність розробленої технології, для умов шахти ім. Орджонікідзе в поверсі 447-527 м, для покладу «Південно-Магнетитовий». Враховуючи гірничо-геологічні умови залягання покладу «Південно-Магнетитовий», для його відпрацювання доцільно застосувати поверхово-камерну систему розробки з відбиванням ВКЗ і оконтурюванням екранами (рис. 3).

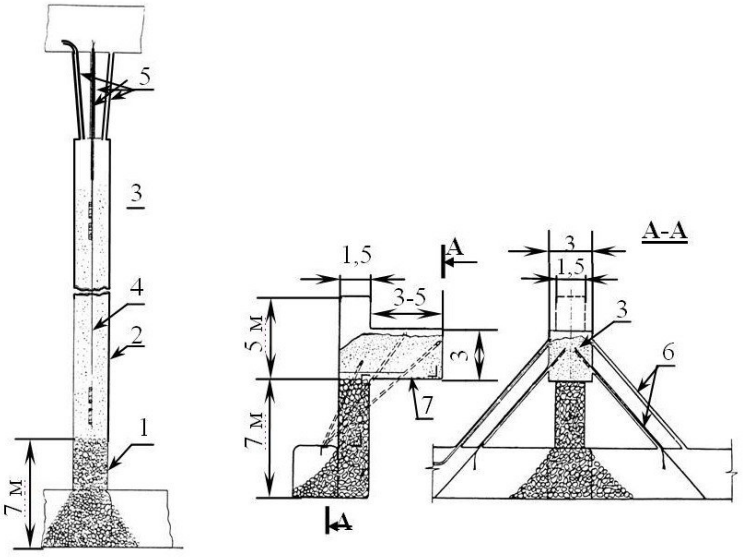


Рис. 2. Формування ВКЗ і ГКЗ у підняттєвих виробках і горизонтальних камерах: 1 – породна подушка; 2 – ВКЗ; 3 – патрони-бойовики; 4 – ДШ; 5 – кінці свердловин від проходження підняттєвого; 6 – для заряджання й ініціювання ГКЗ; 7 – ГКЗ

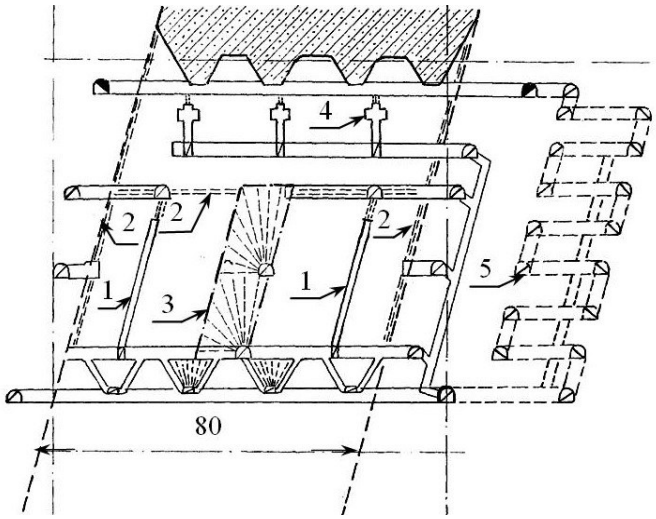


Рис. 3. Поверхово-камерна система розробки з відбійкою руди ВКЗ і ГКЗ і оконтурюванням екранами: 1 – ВКЗ; 2 – екрани; 3 – відрізна щілина; 4 – ГКЗ ; 5 – похилий з'їзд

Параметри системи розробки для покладу «Південно-Магнетитовий» будуть наступні: ширина камери за простяганням 40 м; довжина камери (рівна потужності покладу) 80 м; ширина МКЦ 40 м; товщина стелини 24 м; запас руди в блоці 1669,1 тис.т.

Як базовий, для порівняння приймаємо варіант поверхово-камерної системи розробки з переліченими вище параметрами і з обваленням руди глибокими свердловинами вертикальних шарів руди на компенсаційну камеру.

Питома економічна ефективність застосування запропонованої системи розробки яка визначається за формулою [4] буде дорівнювати

$$\Delta Э = П_{п} - П_{б} = \eta(Ц_{п} - С_{п}) - \eta(Ц_{б} - С_{б}) = 0{,}95(46{,}64 - 26{,}85) - 0{,}95(46{,}64 - 31{,}07) = 4{,}09 \text{ грн/т}.$$

Техніко-економічні показники для порівнюваних варіантів наведені в табл. 3.

Таблиця 3

Технологічні показники поверхово-камерної системи розробки для порівнюваних варіантів

№ з/п	Показник	Варіанти поверхово-камерної системи розробки	
		з відбиванням свердловинами (базовий)	з відбиванням ВКЗ (пропонований)
1	Запас блоку, тис. т	1669,1	1669,1
	у тому числі: камера	613	613
	стелина	244	244
	МКЦ	812,1	812,1
2	Підготовчо-нарізні виробки, м/тис. т; $м^3$/тис. т	1,88/19,9	1,56/13,5
3	Довжина глибоких свердловин, м	141231,5	31207
4	Витрата ВР на відбивання, кг/т	0,6	0,313
5	Втрати і засмічення руди, %	12,5; 6,5	12,5; 6,5
6	Запас, що видобувається, тис. т	1563,3	1563,3
7	Вміст заліза (магн.) в масиві, %	25,5	25,5
8	Вміст заліза у видобутій руді, %	23,6	23,6

Оскільки шахта ім. Орджонікідзе входить до складу Центрального ГЗК, то руда на збагачувальну фабрику надходить за шахтною собівартістю 31,07 грн. У розрахунку ціни $Ц_{п}$ і $Ц_{б}$ приймемо рівними допустимій ціні 1 т руди без перевезення 46,64 грн/т.

Виконані розрахунки відображають умови відпрацювання запасів магнетитових кварцитів у поверсі 300-447 м, а для поверху 447-527 м, згідно з дослідженням НДГРІ, встановлено, що за інших рівних умов опускання гірничих робіт на 100 м призводить до збільшення собівартості видобутку руди на 13-17%. Для нашого випадку, враховуючи відсутність на ш. ім. Орджонікідзе водовідливу, приймаємо 13%. Тоді, при збільшенні глибини з 447 до 527 м собівартість (табл. 4) збільшується на 10,4%.

Оскільки збільшення собівартості торкається як базового, так і запропонованого варіантів, то на 10,4% $\left(\frac{80\times13}{100}\right)$ зростає і питомий економічний ефект (з 4,09 до 4,54 грн).

Сумарний економічний ефект при відпрацюванні блоку з запасом, який дорівнює 1,5633 млн. т, складе 7,097 млн. грн.

Таблиця 4

Питомі витрати на 1 т руди за основними процесами видобутку для порівнюваних варіантів

Статті витрат	Витрати за варіантами поверхово-камерної системи розробки, грн/т	
	з відбиванням свердловинами (базовий)	з відбиванням ВКЗ (пропонований)
Геологорозвідувальні роботи	0,29	0,29
Амортизація основних фондів	0,62	0,62
Підготовчо-нарізні роботи	9,45	6,41
Відбивання руди	4,85	2,08
Випуск і доставка руди	1,61	1,61
Відкатка руди в шахті	1,43	1,43
Підйом руди на поверхню	1,43	1,43
Сортування і транспорт руди на поверхні	2,43	2,43
Разом виробнича собівартість	22,11	16,91
Загальношахтні накладні витрати	8,96	8,96
у т. ч.: послуги сторонніх організацій	2,86	2,86
послуги інших цехів	5,17	5,17
Загальновиробничі витрати шахти	0,93	0,93
Разом по шахті	**31,07**	**26,85**

Рентабельність роботи шахти при переході на видобуток руди за розробленою технологією складе

$$R = \frac{46{,}64 - 26{,}85 \times 1{,}104}{26{,}85 \times 1{,}104} = 57{,}35\%.$$

Висновки. Найближчим часом (10-15 років) буде поступово здійснюватись перехід рудників із підземним видобутком багатої руди на видобуток магнетитових кварцитів. Для ефективної відробки покладів магнетитових кварцитів потрібно витримувати рівень собівартості видобутку не вище 35-51,4 грн/т по руднику. Досягти такого рівня собівартості можливо за рахунок зменшення витрат на відбійку кварцитів, яка може буди досягнута застосуванням на відбійці зарядів ВКЗ із попереднім їх оконтурюванням екранами у блоці, що обвалюється.

Список літератури

1. Римарчук Б. И., Грицина А. Е., Драгун Б. Т. О перспективе перехода шахт Криворожского бассейна к подземной добыче магнетитовых кварцитов // Разработка рудных месторождений: Вісник КТУ. – 2006. – Вип. 13. – С. 20-24.

2. Римарчук Б. И. Отбойка руд вертикальными концентрированными зарядами ВВ // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1998. – №1. – С. 71-73.

3. Римарчук Б. И. Опыт применения технологии отбойки магнетитовых кварцитов с помощью вертикальных концентрированных зарядов (ВКЗ) на шахтах ПО «Кривбассруда» //Проблемы горнодобывающей промышленности металлургического комплекса Украины: Сб. научн. тр. – Кривой Рог: НИГРИ, 1994. – С. 25-30.

4. Шестаков В.А. Проектирование рудников. – М.: Недра, 1987. – 165 с.

УДК 622.261.2 © С.П. Лозовский

К РАЗРАБОТКЕ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОГО АЛГОРИТМА ОПРЕДЕЛЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ЗОН СОПРЯЖЕНИЙ ЛАВА-ШТРЕК

Запропонований обчислювальний алгоритм, розроблений на базі методу кінцевих елементів для визначення областей розпушування в зонах сполучень очисних і підготовчих виробок. Показана добра збіжність отримуваних за допомогою розробленого алгоритму результатів з даними фізичного моделювання і натурних вимірювань.

Предложен вычислительный алгоритм, разработанный на базе метода конечных элементов для определения областей разрыхления в зонах сопряжений очистных и подготовительных выработок. Показана хорошая сходимость получаемых с помощью разработанного алгоритма результатов с данными физического моделирования и натурных измерений.

The computational algorithm developed on the base of method of eventual elements for determination of regions of making light in the areas of interfaces of the cleansing and preparatory making is offered. Good convergence of the results got by the developed algorithm with information of physical design and model measurings is shown.

Для обеспечения высокоэффективной и надежной работы современной угольной шахты необходима ритмичная, безотказная работа всех ее основных технологических подсистем. Вследствие высокой степени неоднородности горного массива, обеспечение надежности функционирования подготовительных выработок при сравнительно небольших затратах на их сооружение и поддержание представляет достаточно сложную техническую задачу, решение которой невозможно без привлечения современного научно-технического потенциала.

Опыт работы угольных шахт Донецкого бассейна показывает, что существующие способы охраны и поддержания подготовительных выработок, а также методы расчета и прогноза их долговременной устойчивости все еще далеки от совершенства и не удовлетворяют требованиям современного угледобывающего производства. Особенно острой эта проблема становится при увеличении глубины ведения работ в связи с пучением пород почвы выработок. Применяемые конструкции крепей в основном подпорно-ограждающего типа, на сегодняшний день не в состоянии обеспечить требуемую устойчивость горных выработок. Об этом свидетельствуют все увеличивающиеся затраты на ремонт и поддержание подготовительных выработок, с одновременным увеличением доли применения металлической крепи (в основном – тяжелых профилей). Особенно остро стоит эта проблема для зон сопряжений подготовительных и очистных выработок.

Наиболее полное представление о взаимодействии системы «крепь – породный массив» можно получить, только изучив напряженно-деформированное состояние (НДС) в окрестности подготовительной выработки. Математическая модель массива в окрестности местных нарушений сплошности должна отражать определяющие явления, возникающие вследствие появления концентрации напряжений и закономерного изменения физико-механических свойств горных пород. При математическом моделировании НДС массива в окрестности подготовительной выработки наиболее целесообразно использовать метод конечных элементов, который описан во многих работах, применительно к поставленной задаче, например [1-4].

Настоящая работа посвящена решению задачи о математическом моделировании и определении зон разрыхления на сопряжениях подготовительных и очистных выработок с выраженным пучением пород почвы. Решение этой задачи необходимо для обоснования параметров охраны и поддержания подготовительных выработок для различных горно-геологических условий.

Для большей адекватности рассмотрения пучения почвы в окрестности зон сопряжений нами предлагаемый метод использован с применением деформационной модели.

Пучение пород почвы связано, как правило, с необратимыми деформациями, которые не могут быть исследованы в рамках модели упругой среды. Поэтому нами для отражения ре-

альной картины разрыхления пород приконтурной области, перехода пород в этой области в стадию неупругого запредельного деформирования использован метод последовательных итераций. В соответствии с ним, на первом этапе решения предполагается, что окружающий выработку массив является полностью упругим. Задаются его основные физико-механические параметры: модуль упругости E, коэффициент Пуассона μ, пределы прочности на сжатие и растяжение $[\sigma_{сж}]$ и $[\sigma_p]$. Решается линейная статическая задача теории упругости и определяется НДС пород для данного этапа. Полученное НДС используется в качестве «нулевого приближения» для определения границы области неупругих деформаций. Полагаем, что в этой области горная порода испытывает изменение объема – область разрыхления. В качестве критерия перехода пород в эту запредельную стадию деформирования используется условие:

$$\sigma_e = [\sigma_{сж}], \tag{1}$$

где σ_e – приведенные к одноосному напряженному состоянию так называемые «эквивалентные» напряжения.

В соответствии с работой [5]:

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)\cdot(\sigma_1+\sigma_3)+\sqrt{(1-\psi)^2\cdot(\sigma_1+\sigma_3)^2+4\psi(\sigma_1-\sigma_3)^2}}{2\psi}, \tag{2}$$

где σ_1, σ_3 – главные напряжения; $\psi = \dfrac{[\sigma_p]}{[\sigma_{сж}]}$.

После того как первое приближение к геометрическим параметрам области неупругих деформаций найдено, начинается итерационный процесс. Для элементов, в которых выполняется условие $\sigma_e > [\sigma_{сж}]$, изменяются свойства породы. Связь между напряжениями и деформациями в этой области носит нелинейный характер, определяемый запредельным участком полной диаграммы $\sigma - \varepsilon$ образца породы. Для решения упругопластической задачи использовался метод переменных параметров упругости. В соответствии с ним, аналитически связь между напряжениями и деформациями имеет следующий вид:

$$\{\varepsilon\} = D^{-1}\{\sigma\} = \frac{1}{E'}\begin{bmatrix} 1 & -\nu' & -\nu' & 0 & 0 & 0 \\ -\nu' & 1 & -\nu' & 0 & 0 & 0 \\ -\nu' & \nu' & 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1+\nu' & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 1+\nu' & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1+\nu' \end{bmatrix}, \tag{3}$$

где D^{-1} – матрица податливости;

E' и ν' – условные параметры упругости, определяемые соотношениями:

$$E' = \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i}\cdot\frac{3\dfrac{\overline{\sigma}}{\overline{\varepsilon}}}{\dfrac{\sigma_i}{\varepsilon_i}+2\dfrac{\overline{\sigma}}{\overline{\varepsilon}}},\ \nu' = \frac{\dfrac{\overline{\sigma}}{\overline{\varepsilon}}-\dfrac{\sigma_i}{\varepsilon_i}}{\dfrac{\sigma_i}{\varepsilon_i}+2\dfrac{\overline{\sigma}}{\overline{\varepsilon}}};\ 2G' = \frac{1}{\psi} = \frac{\sigma_i}{\varepsilon_i} = \frac{E'}{1+\nu'}, \tag{4}$$

где $\bar{\sigma}$, $\bar{\varepsilon}$ – соответственно интенсивность напряжений и деформаций;

σ_i, ε_i – координаты точек, лежащих на экспериментальной кривой.

Если хотя бы в одном из элементов величина σ_e превышает значение $[\sigma_{сж}]$, то расчет повторяется при новых (уточненных) значениях параметров упругости.

Для вычисленных значений σ_i и ε_i находят соответствующие значения σ_i', лежащие на кривых деформирования. Они используются для вычисления новых значений E' и ν'. Расчет продолжается до тех пор, пока расчетные значения σ_i' не будут соответствовать экспериментальным с заданной точностью.

Когда на некоторой итерации не возникает новый (дополнительный набор элементов, в которых эффективные напряжения не превышают $[\sigma_{сж}]$, процесс определения зоны разрыхления считается законченным.

НДС нелинейной среды существенным образом зависит от последующего приложения заданной конечной нагрузки. Поэтому гарантией получения правильного решения является введение в расчет соответствующей последовательности нагружения.

Первоначально к исследуемой области прикладывается лишь некоторая часть (инкремент) расчетной нагрузки. Решается соответствующая линейная задача и определяется НДС. Напряжения в элементах и узловые перемещения суммируются. Если приращения нагрузок достаточно малы, то в пределах каждого приращения отклонение характеристик среды от линейной аппроксимации также мало.

На рис. 1 представлена блок-схема разработанной нами вычислительной программы

На рис.2 представлена расчетная схема для математического моделирования НДС приконтурной области массива на сопряжении «лава-штрек». С помощью метода конечных элементов моделировалась выработка с линейными размерами: ширина – 5 м; высота – 3,5 м; мощность пласта 1,1 м, расположенная на глубине 600 м. Были рассмотрены 7 характерных ситуаций:

1. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью.

2. Подготовительная выработка, сопрягающаяся с лавой.

3. Подготовительная выработка закрепленная арочной податливой крепью с усилением по центру при проходе лавы. Усиление моделировалось как сосредоточенная сила P, приложенная к узлам элементов в центральной части кровли и почвы.

4. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью при проходе лавы. В ее боках – камуфлетное взрывание. Вследствие камуфлетного взрывания происходит разрыхление части угольного пласта. В расчетной схеме зона разрыхления моделировалась как область, в которой модуль упругости $E_{кам.}$ уменьшен по отношению к модулю упругости угольного пласта $E_{уг.}$.

5. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью при проходе лавы. В ее боку со стороны массива – раскоска шириной 2-2,5 м. В боках – камуфлетное взрывание. Раскоска моделировалась как дополнительная полость в угольном пласте.

6. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью при проходе лавы. В ее боку со стороны массива – камуфлетное взрывание. Со стороны лавы под углом 30^0 на высоте 2,0 м от почвы выработки установлен сталеполимерный анкер длиной 2,5 м, жестко связанный с аркой.

7. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью при проходе лавы. В ее боку со стороны массива – раскоска шириной 2-2,5 м. В боках – камуфлетное взрывание. Со стороны лавы под углом 30^0 на высоте 2,0 м от почвы выработки и со стороны целика под углом 45^0 на высоте 2,5 м от почвы выработки установлен сталеполимерный анкер длиной 2,5 м, жестко связанный с аркой.

Для описанных схем вычислительный процесс сходился в течение 6-7 итераций в зависимости от сложности расчетной схемы.

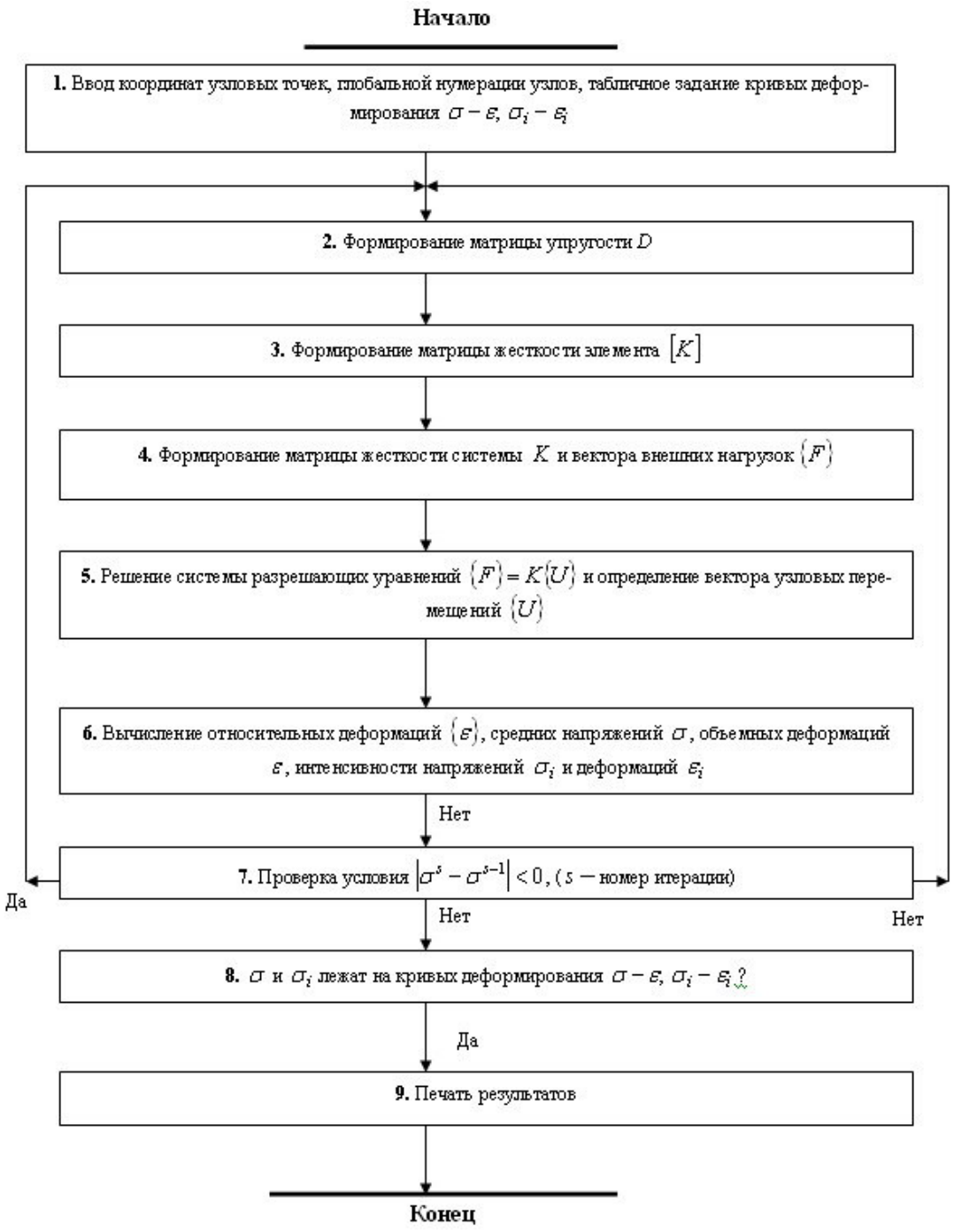


Рис. 1. Блок-схема вычислительной программы

На основе анализа компонентов тензора напряжений в центре и узлах конечных элементов выполнялась качественная и количественная оценка изменений, которые вносились в напряженное состояние введением различных ослабляющих элементов: полости, имитирующей выработанное пространство лавы; зон переуплотнения пород вследствие камуфлетного взрывания; полости, имитирующей раскоску.

Разработанный нами алгоритм был успешно апробирован в условиях шахты «Комсомолец Донбасса» при обосновании параметров охраны и поддержания подготовительных выработок для различных горно-геологических условий. Были проведены натурные измерения, физическое (метод эквивалентных материалов) и математическое моделирование.

Сравнение полученных этими различными методами показывает их различие не более, чем на 14,4%.

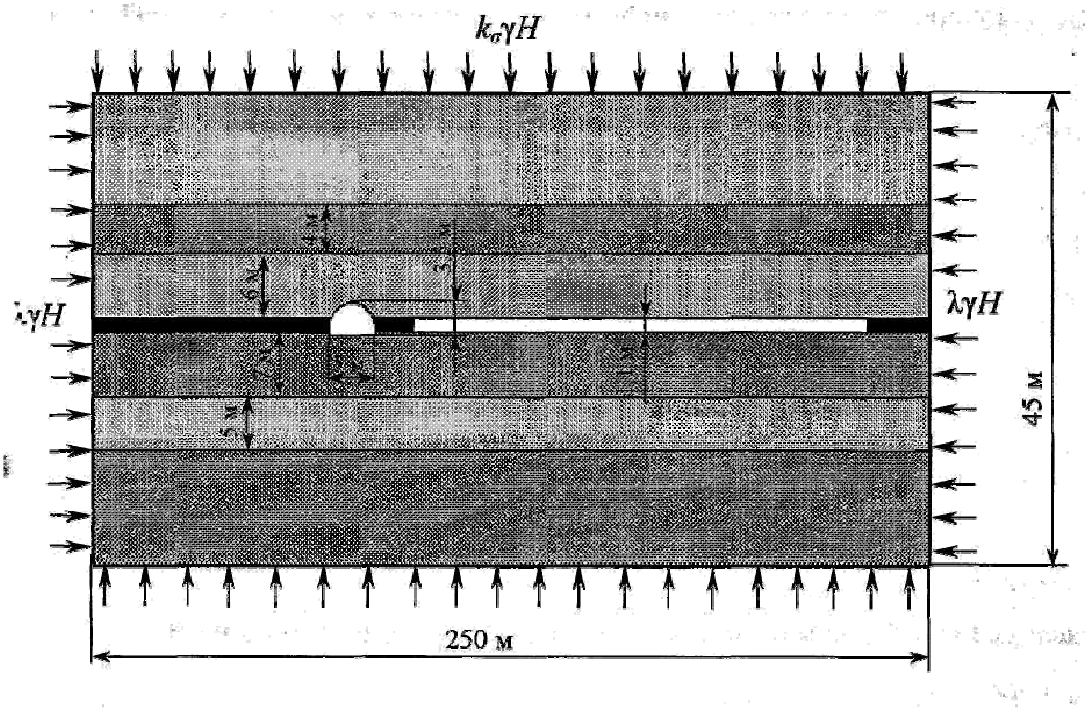


Рис. 2. Расчетная схема к решению задачи обоснования способа охраны и поддержания подготовительных выработок

На основе результатов математического моделирования для условий шахты «Комсомолец Донбасса» был сделан вывод о том, что наилучшей комбинацией технических решений, обеспечивающих устойчивость контура подготовительной выработки, является ситуация №7. При ней величина горизонтальной и вертикальной конвергенции в выработке уменьшается на 30%. Полученные результаты легли в основу «Способа повышения устойчивости подготовительной выработки» [6]. Параметры способа: раскоска шириной 2-2,5 м; со стороны лавы под углом 30^0 на высоте 2,0 м и со стороны целика под углом 45^0 на высоте 2,5 м от почвы выработки – сталеполимерные анкеры длиной 2,5 м, жестко связанные с аркой. Камуфлетное взрывание: глубина шпуров 2,2-2,5 м, масса заряда 600 г, расстояние между шпурами 2,0 м.

В сложных горно-геологических условиях шахты «Комсомолец Донбасса» применение предложенного способа охраны и поддержания подготовительных выработок обеспечивает замедление начала процессов смещений пород кровли и почвы и значительное уменьшение величины смещений на контуре выработки. При применении общепринятого шахтного способа охраны и поддержания подготовительных выработок выполняют подрывку почвы два раза: перед проходом лавы и после. При использовании нового способа подрывку нужно выполнять один раз, после прохода лавы, и значительно меньших объемов.

На основе выполненных исследований получен патент Украины [6] и утверждены рекомендации по повышению устойчивости подготовительных выработок с пучащей почвой в зоне влияния очистных работ, которые использованы при поддержании конвейерного штрека 7-й южной лавы пласта l_4 горизонта 418 м шахты «Комсомолец Донбасса».

Разработанный вычислительный алгоритм может быть использован и на других угольных шахтах и производственных объединениях при выборе рациональных параметров охраны и поддержания подготовительных выработок и зон сопряжений с учетом конкретных горно-геологических условий и физико-механических свойств пород.

Список литературы

1. Метод граничных элементов в задачах горной геомеханики /Новикова Л.В., Пономаренко П.И., Приходько В.В., Морозов И.Т. – Днепропетровск: Наука и образование, 1997. – 180 с.

2. Бенерджи П., Батерфилд Р. Методы граничных элементов в прикладных науках: Пер. с англ. – М.: Мир, 1984. – 494 с.

3. Векслер Ю.А., Жданкин Н.А., Колоколов С.Р. Решение пространственной задачи упругости для подготовительной выработки //ФТПРПИ. – 1981. – №4. – С. 15 – 23.

4. Ержанов Ж.С., Каримбаев Т.Д. Метод конечных элементов в задачах механики горных пород. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 238 с.

5. Савостьянов А.В., Клочков В.Г. Управление состоянием массива горных пород. – Киев: УМК ВО, 1992. – 274 с.

6. Деклараційний патент України №69235 E21D13/02, E21C41/16 Спосіб підвищення стійкості підготовчої виробки /А.Н. Шашенко, Лозовский С.П., Терещюк Р.Н. – №20031211832. Заявл. 18.12.2003. Опубл. 16.08.2004. – Бюл. №8.

Stanisław PRUSEK
Phone: +48(32) 259-24-23 email: s.prusek@gig.eu
Andrzej WALENTEK
Phone: +48(32) 259-23-07 email: a.walentek@gig.eu
Główny Instytut Górnictwa - Katowice

NUMERICAL MODELLING THE FAILURE ZONE IN THE ROCK MASS AROUND A HEADING BASED ON THE HOEK-BROWN CRITERION

In this paper there are presented results of numerical calculations of the form and size of the failure zone in the rock mass around a heading. The calculations were performed by means of the Phase computer programme that uses the method of finite elements. The Hoek-Brown criterion for elastic medium constituted the basis for determining the failure zones in the rock mass. Various forms and seizes of heading supports were considered in the framework the calculations. Moreover influence of depth and roof rock strength on the failure zone formation was determined.

1. Introduction

Properly chosen mine opening supports should effectively counteract the load exerted by the surrounding rock mass and assure appropriate dimensions of the heading's inside in order to guarantee safe work conditions for the personnel and fulfilling all its functions during the extraction process. While planning supports for a mine opening it is extremely important to calculate the load which will be exerted onto a support in given conditions. In case of headings the load is calculated by determining the failure zone around the opening with the assumption that the rocks in the zone will exert only static load onto the supports. The form and size of the failure zone are calculated analytically, e.g. based on the well known theories like those of Protodiakonow, Cymbariewicz, Sałustowicz, Terzaghiego [1, 4] or by means of the numeric modelling. In last years when the computer technology dynamics has speeded and the possibility to get access to hardware as well as software has been increased the numerical modelling finds more and more often and wide use in mining geomechanics. In the modelling, among others, the following methods are applied: method of finite elements, method of separate elements, method of finite differences, and method of boundary elements.

In this paper we described a use of the method of finite elements to determine the failure zone in the rock mass based on the Hoek-Brown criterion [2, 3, 6] for elastic medium. The sizes of the failure zones were determined for different types and seizes of the roadway support sets applied in the Polish hard coal mining. In addition changes of form of the failure zone around a roadway depending on the strength parameters of its roof rocks and the depth of roadway location were analysed.

2. Calculating the failure zone's spread

The computer programme Phase^2 [5] based on the method of finite elements was used to determine size and form of the failure zone around a heading. The programme enables making a rock mass model in a form of disc of unit thickness, being in the state of plain stain. The method of finite elements consists in dividing certain, interesting for us area into elements of finite dimensions. Such a division allows finding some relations between stress, strain and displacement. In the calculations of the failure zone around a heading it was assumed that rock mass is an isotropic and elastic medium. The critical condition when determined by means of the Hoek-Brown criterion, for a fractured rock mass, is defined by the following formula [2]:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci}\left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^a$$

where:

σ'_1, σ'_3 – maximum and minimum effective stress at failure, [MPa],

m_b –Hoek-Brown constant for a rock mass,

s, a – constants, determined based on rock mass properties,

σ_{ci} – unconstrained compressive strength of rock sample, [MPa].

Parameters m_b, a and s are determined based on the following formula [2]:

$$m_b = m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

where:

m_i – constant for an intact rock, depending on rock type, determined based on triaxial compressive strength tests or on the basis of tabled data,

GSI – Geological Strength Index determined for different geological conditions,

D – failure coefficient depending on rock type and breaking down rock.

If the value of GSI > 25 then the other parameters of the Hoek-Brown criterion, i.e. s and a are determined from the following formula [2]:

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3}\right)$$

Whereas for a value of GSI < 25 the constants *s* and *a* are determined from the following formula [2]:

$$s=0$$
$$a= 0{,}65 - \text{GSI}/200$$

The strength coefficient according to the Hoek-Brown criterion, which is identified as rock mass effort, determined from the following equation [2]:

$$W_{(H-B)} = \frac{\sigma_{\max(H-B)}}{\sigma}$$

where:

$$\sigma = \sqrt{J_2}$$

$$\sigma_{mac(H-B)} = \frac{\sqrt{\left(1 + \frac{tg\Theta}{\sqrt{3}}\right)^2 \left(\frac{mR_c}{8}\right)^2 + \left(\frac{mR_c I_1}{12} + \frac{sR^2{}_c}{4}\right)} - \frac{mR_{\ c}}{8}\left(1 + \frac{tg\Theta}{\sqrt{3}}\right)}{\cos\Theta}$$

$$\Theta = \frac{1}{3}\arcsin\left(\frac{3\sqrt{3J_3}}{2J_2{}^{3/2}}\right), \quad -\frac{\pi}{6} < \Theta < \frac{\pi}{6}$$

I_1, J_2, J_3 – invariants of stress tensor, MPa;

$I_1 = \sigma_{xx} + \sigma_{yy} + \sigma_{zz}$

$$J_2 = \frac{1}{6}\left[(\sigma_{xx}-\sigma_{yy})^2+(\sigma_{yy}-\sigma_{zz})^2+(\sigma_{zz}-\sigma_{xx})^2\right]+\tau_{xy}^2+\tau_{yz}^2+\tau_{zx}^2$$

$$J_3 = \left(\sigma_{xx}-\frac{I_1}{3}\right)\left(\sigma_{yy}-\frac{I_1}{3}\right)\left(\sigma_{zz}-\frac{I_1}{3}\right)+2\tau_{xy}\tau_{yz}\tau_{zx}-\left(\sigma_{xx}-\frac{I_1}{3}\right)\tau_{yz}^2-\left(\sigma_{yy}-\frac{I_1}{3}\right)\tau_{zx}^2-\left(\sigma_{zz}-\frac{I_1}{3}\right)\tau_{xy}^2$$

σ_{xx}, σ_{yy}, σ_{zz}, τ_{xy}, τ_{yz}, τ_{zx} – components of stress tensor, MPa.

In the stress-and-displacement analysis a very important part plays the Young's module *E*. It may be determined by means of empirically worked out correlations between module E and other parameters like Geological Strengh Index (GSI), compressive strength etc.

If the compressive strength σ_{ci} of rocks is known the Young's module *E* may be determined based on the following formulas [2]:

for $\sigma_{ci} < 100$ MPa

$$E_m = \left(1-\frac{D}{2}\right)\sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}}\cdot 10^{\frac{GSI-10}{40}}, \text{[GPa]}$$

for $\sigma_{ci} > 100$ MPa

$$E_m = \left(1-\frac{D}{2}\right)\cdot 10^{\frac{GSI-10}{40}}, \text{[GPa]}$$

Numerical calculations were based on a theoretically assumed rock mass fragment in the form of disk with a unit thickness and the other dimensions 60 x 60m. The assumed arrangement of rocks was also purely theoretical, yet possible to find in the rock mass in situ (Figure 1).

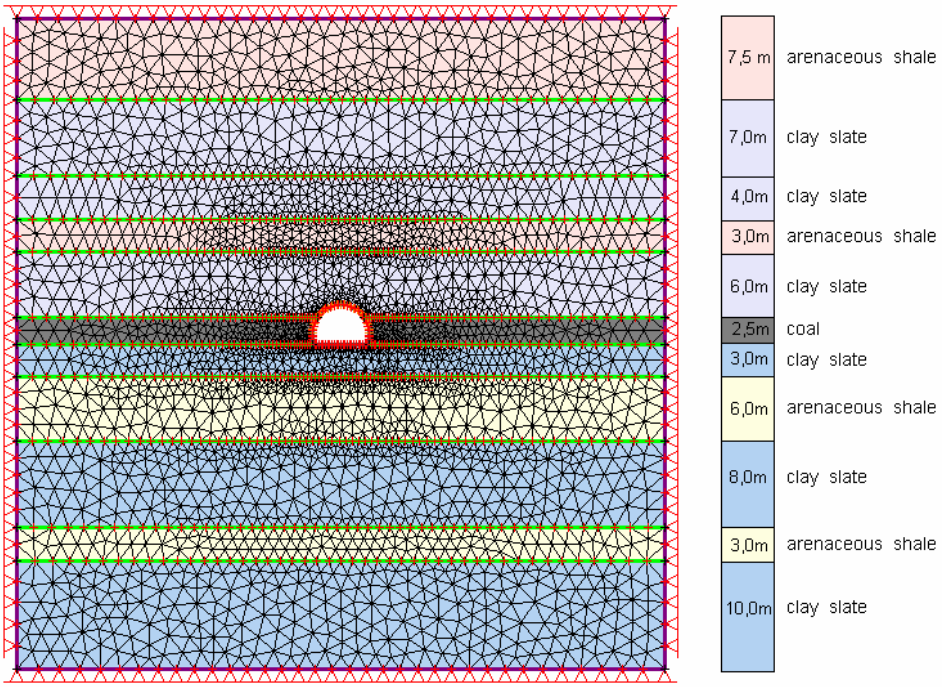


Figure 1. The rock mass model assumed for calculations

It was assumed that above and below a 2,5m-thick hard coal bed there are alternately deposited strata of clay slate and arenaceous shale of different thickness and strength parameters the values of which are presented in Table 1. The parameters were calculated based on the above mentioned formulas by means of the RockLab programme that is a part of the Phase Phase[2] programme.

Table 1

The properties of rock strata assumed for numerical calculations

Parameters \ Type of rock	Roof rocks		Seam	Floor rocks	
	arenaceous shale	clay slate	coal	clay slate	arenaceous shale
Young's module E [MPa]	8061	3152	1225	2374	8945
Poisson's coefficient υ	0,24	0,26	0,30	0,26	0,24
Compressive strength σ_c [MPa]	41,0	28,0	15,0	20,0	45,0
Hoek-Brown criterion „m"	2,515	1,337	0,657	1,132	2,806
Hoek-Brown criterion „s"	0,006	0,0014	0,004	0,0011	0,0067

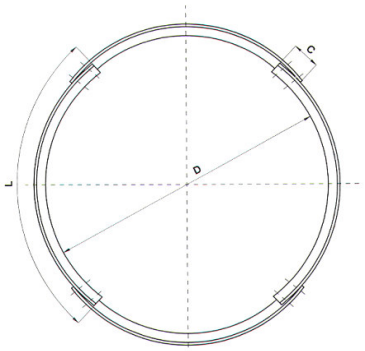
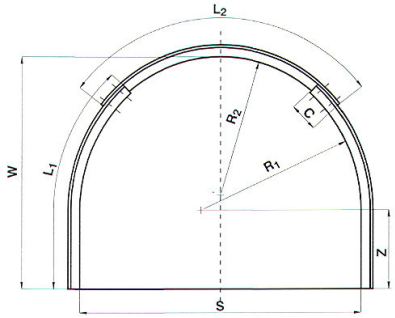
The numerical calculations were carried out in four stages and at each of them the influence of different ones of them on the form and size of the failure zone around the heading was considered:

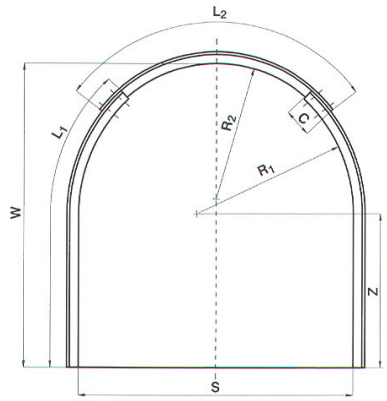
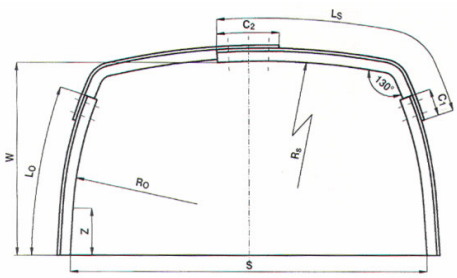
- Stage I – analysis of the influence of cross-sectional form of a heading on the failure zone,
- Stage II – analysis of the influence of cross-sectional area of a heading on the failure zone,
- Stage III – analysis of the influence of depth of a heading on its failure zone,
- Stage IV – analysis of the influence of strength properties of roof rocks over a heading on its failure zone.

At the first stage of the numerical calculations it was assumed that the heading was located at a depth of 700m and with unchanged rock mass parameters (i.e. arrangement and properties of rock strata) support types with various cross-sectional forms, i.e. ZOKP, ŁP, ŁPP and ŁPrP were introduced. The basic geometrical parameters of these support types, based on the manufactures' data cards of the products, i.e. Steelworks „Łabędy" S.A., have been presented in Table 2.

Table 2

The geometrical parameters of the supports adopted in the numerical calculations

	Closed circle-shaped yielding support set 4,4-ZOKP D = 4400 mm c = 450 mm L = 4025 mm
	Arch-shaped yielding support set ŁP 9 S = 5000 mm W = 3500 mm L_1 = 3490 mm L_2 = 3490 mm R_1 = 2750 mm R_2 = 2400 mm z = 820 mm c = 550 mm

	Heightened arch-shaped yielding support set ŁPP 9/III S = 5000 mm W = 5000 mm L_1 = 4985 mm L_2 = 4070 mm R_1 = 2750 mm R_2 = 2400 mm z = 2320 mm c = 550 mm
	Flat-arch yielding 4-piece support set ŁPrP 30 S = 6200 mm W = 3000 mm C_1 = 400 mm C_2 = 1000 mm L_0 = 1830 mm R_0 = 2400 mm L_S = 4500 mm R_S = 6180 mm z = 900 mm

At the second stage of the numerical calculations, with maintaining the rock mass parameters and heading location depth like at the first stage, it was assumed that the most commonly used in everyday practice, arch-shaped yielding supports of the type ŁP would be applied. The variable factor in the calculations was cross-sectional area which was realised by application the support sizes from ŁP8 to ŁP11. The analysis aim was to find out how the change in support size would influence the failure zone around the heading. The basic geometrical parameters of the support set sizes (ŁP8, ŁP9, ŁP10 and ŁP11) are presented in Table 3.

Table 3

Parametry geometryczne odrzwi ŁP przyjętych do obliczeń numerycznych

Designation	Geometrical parameters [mm]							
	S	W	L_1	L_2	R_1	R_2	Z	c
ŁP8	4700	3300	3205	3970	2625	2250	760	500
ŁP9	5000	3500	3490	4070	2750	2400	820	550
ŁP10	5500	3800	3540	4845	3075	2650	830	550
ŁP11	5800	4025	3320	3320	3250	2850	930	600

At the stage III the numerical calculations included four rock mass models with the same parameters like in stage I and stage II except for the depth at which the heading was located. There

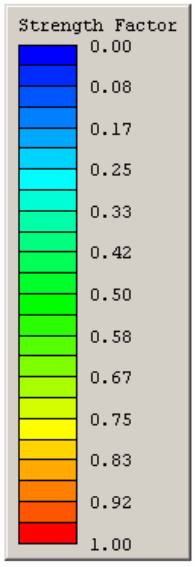
were four depths assumed in the calculations 500 m, 700 m, 900 m and 1100 m. The calculations were carried out for supports ŁP9.

In the last stage IV the numerical calculations included four rock mass models but this time the strength parameters of roof rocks were subject to change. Within these calculations it was assumed that weighted mean of roof rock compressive strengths amounted to: 20MPa, 25MPa, 30MPa and 40MPa. The calculations were carried out for supports ŁP9 and for the heading located at a depth of 700m.

For each of the aforementioned stages of calculations the following assumptions were made:

- The modelled rock mass is isotropic and elastic,
- The displacements at all the edges of the model disk in the vertical and horizontal direction are equal to zero.
- The internal stress results from depth and mean bulk density of overburden.
- The analysis of changes in the effort state is determined according to the Hoek-Brown criterion for elastic medium.

3. Results of calculations of the failure zone's spread



Results of the numerical calculations showing the failure zone around the heading are presented in the form of effort state maps and bar diagrams which allow making an assessment of the influence of the individual factors on the failure zone spread.

In order to make the interpretation of the gained results easy all the effort state maps are presented in the same scale. The scale range is contained between 0 and 1,0 which, according to the assumed effort criterion, means that the rocks in this area shall undergo failure.

Results of the performed numerical calculations within the above described stages are presented in the following figures:

- 2 ÷ 6 - Stage I,
- 7 ÷ 11- Stage II,
- 12 ÷ 16 - Stage III,
- 17 ÷ 21- Stage IV.

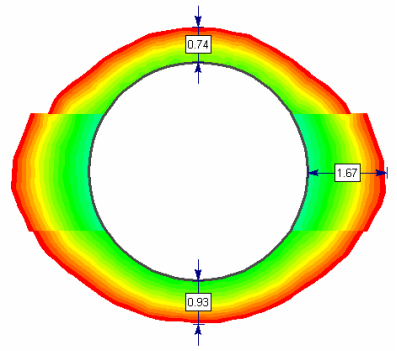


Figure 2. Support set 4,4 ZOKP

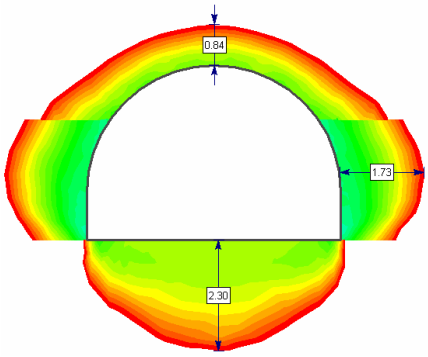


Figure 3. Support set ŁP9

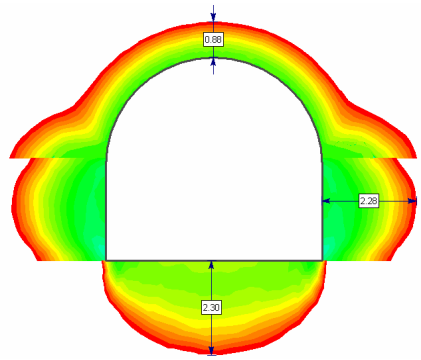


Figure 4. Support set ŁPP9

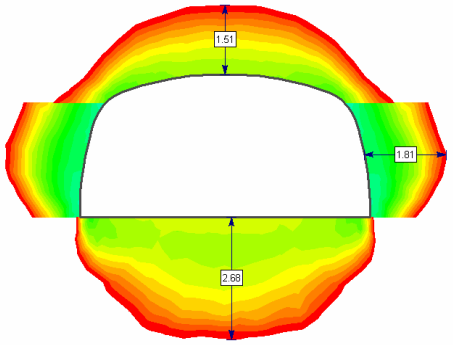


Figure 5. Support set ŁPrP 30

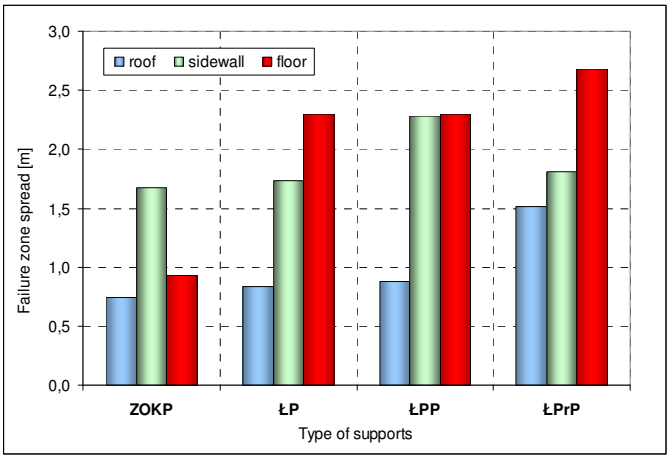


Figure 6. The failure zone spread with different cross-sectional forms of the heading

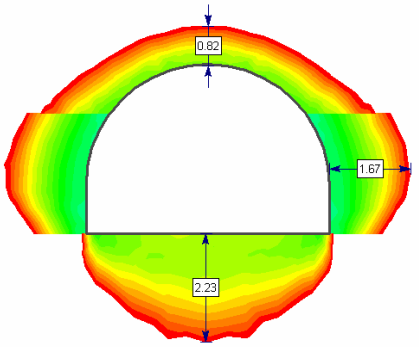


Figure 7. Support set ŁP8

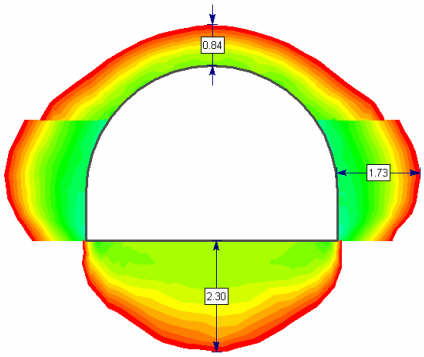


Figure 8. Support set ŁP9

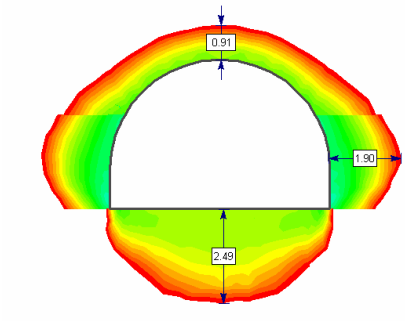


Figure 9. Support set ŁP10

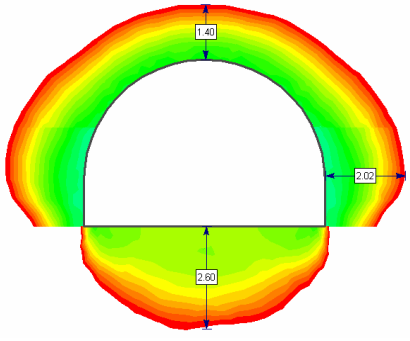


Figure 10. Support set ŁP11

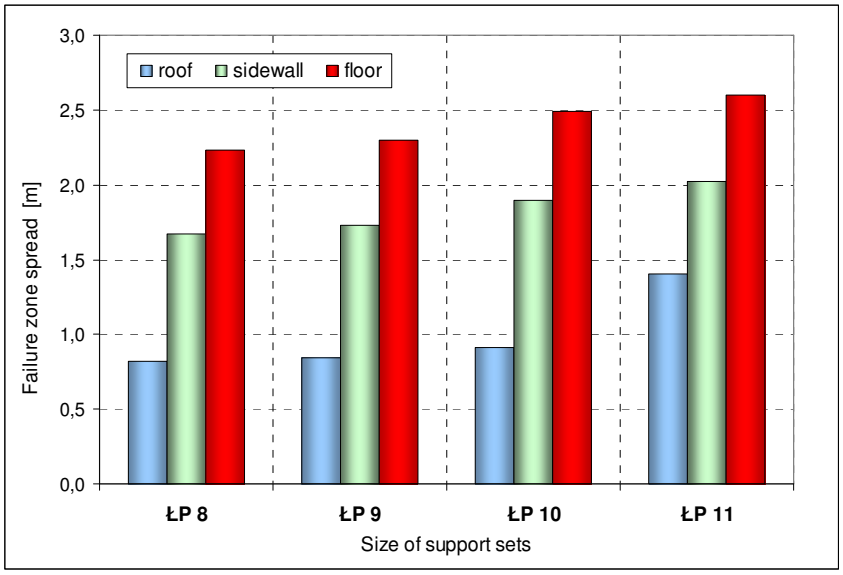


Figure 11. The failure zone spread with different cross-sectional areas of the heading

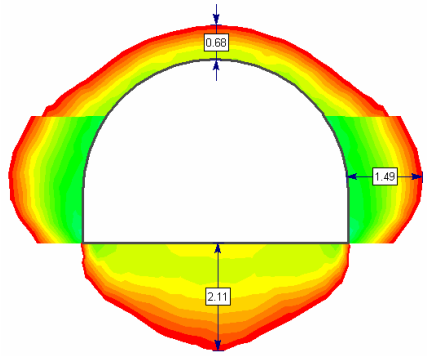


Figure 12. Heading at a depth of 500m

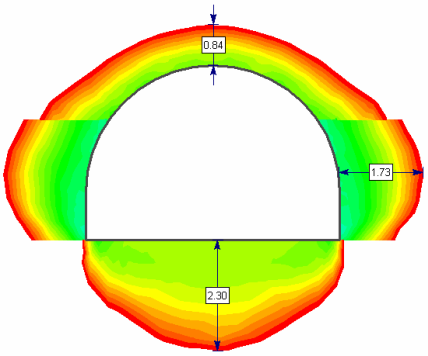


Figure 13. Heading at a depth of 700m

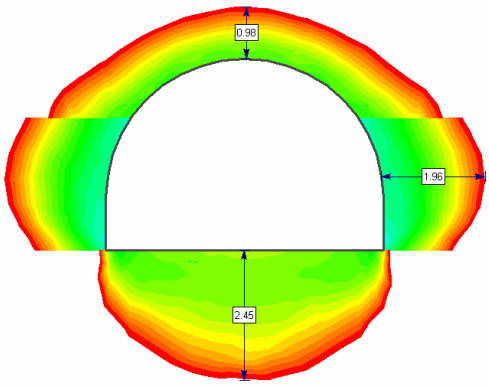


Figure 14. Heading at a depth of 900m

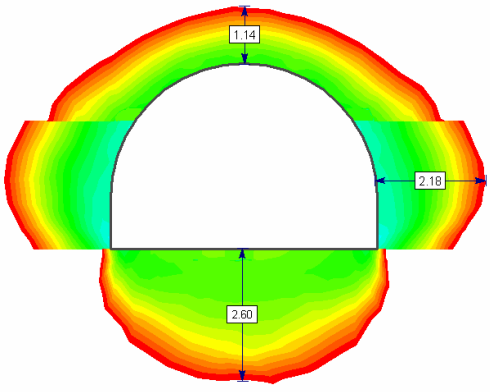


Figure 15. Heading at a depth of 1100m

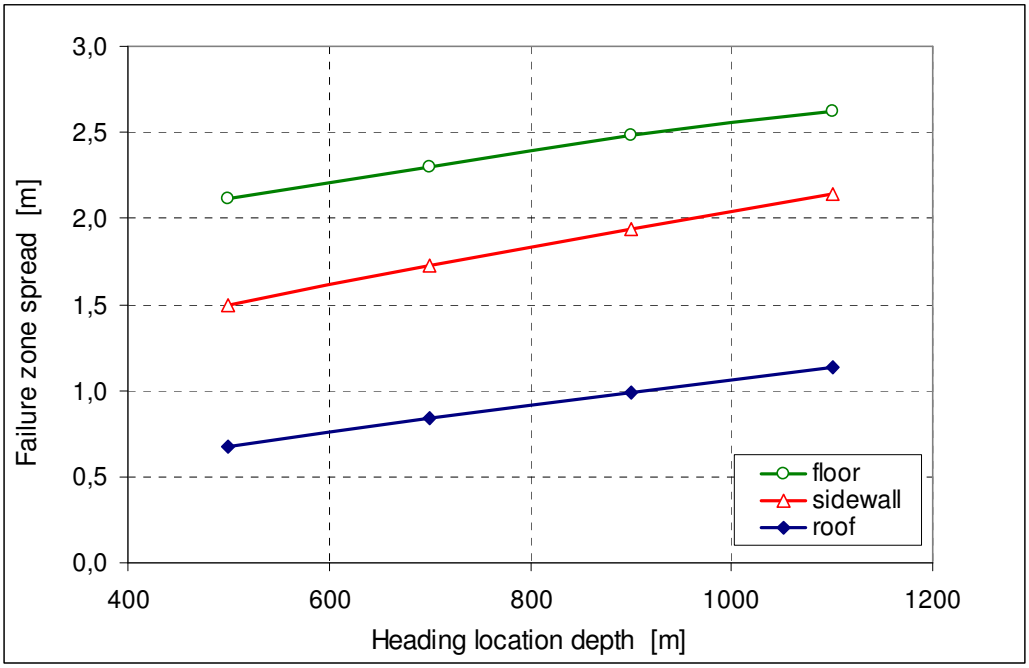


Figure 16. The failure zone spread with different location depths of the heading

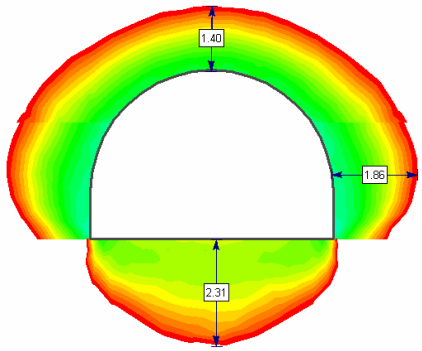


Figure 17. Roof compressive strength Rc=20MPa

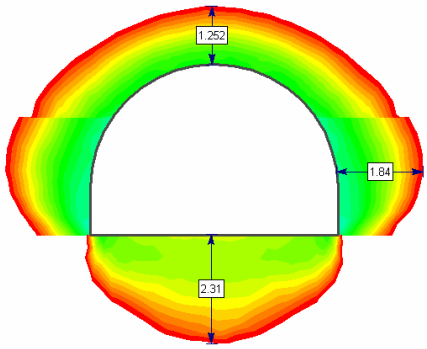


Figure 18. Roof compressive strength Rc=25MPa

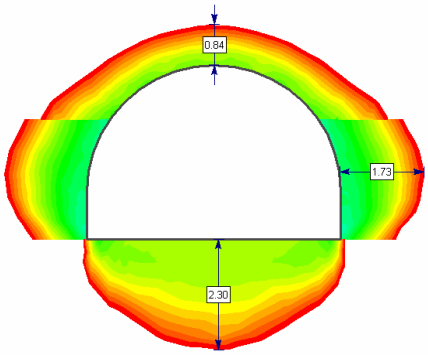


Figure 19. Roof compressive strength Rc=32MPa

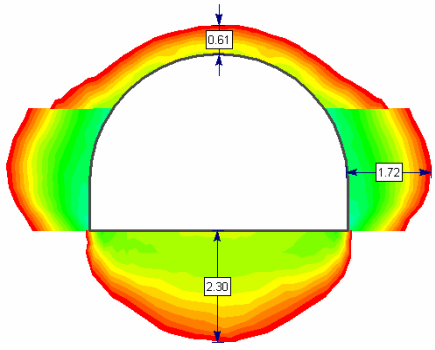


Figure 20. Roof compressive strength Rc=40MPa

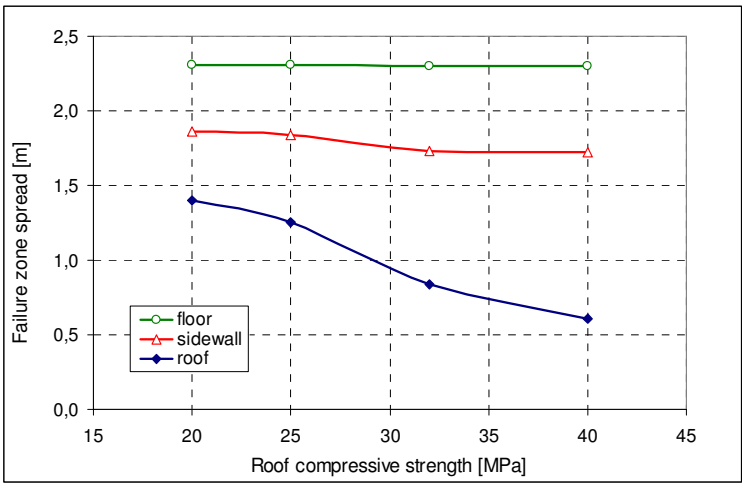


Figure 21. The failure zone spread depending on roof rock strength

While analysing the results received from the calculations one can observe that each of the considered factors, i.e. form of supports, size of supports, depth of heading location, and roof rock compressive strength, took effect on the failure zone's form and magnitude. The quantitative influence of the considered factors on the failure zone's magnitude is diverse.

In case of different support types and in consequence different cross-sectional forms of the considered heading it is possible to find out that the smallest failure zone developed around the heading at which the circle-shaped supports of the type ZOKP had been applied. (Figure 2). In the case where the ZOKP supports were applied the failure zone reached the following dimensions: 0,74m upward from the roof, 1,67m sideward from the sidewalls and 0,93m downward from the floor of the heading. It is also worthwhile noticing that in this case the rich of the failure zone downward from the heading's floor is considerably smaller than in all the other cases. Moreover it is noticeable that the failure zone has a similar geometry and spread to those in case of the ŁP9 and ŁPP9 supports. The spread of those zones in the roof and in the floor is almost the same. Only the spread in the heading sidewalls shows differences (Figure 3 and 4). The differences are mainly caused by the heights of the support. From among the considered support types the flat-arch support of the ŁPrP-type distinguishes by the fact of possessing the failure zone with largest spreads in the roof and in the floor. (Figure 5). With this type of supports in the heading roof the fractured zone spread amounted to 1,51m, and in the floor – to 2,68m. It seams that the considerable breadth (6,2m) of the ŁPrP-supports had decisive influence on such a large spread of the fracture zone around the heading as it causes enlarged stresses as in the roof as in the floor.

On the basis of the numerical calculations results that have been shown in Figure 7÷10 it is possible to state that increase of the ŁP-supports' size causes enlargement of spread of the failure zone around a heading. The spread increases in the roof, floor and sidewall rocks. Enlargement of support sets from ŁP8 to ŁP 11 causes the following increase in the failure zone's dimensions (Figure 11):

- from 0,82 to 1,40m in the heading roof,
- from 1,67 to 2,02m in the heading floor,
- from 2,23 to 2,60m in the heading sidewalls.

The changes of the failure zone caused by changes in the location depth of the heading having cross-sectional area corresponding to support size ŁP9 (12÷15) have a similar character. The depth was enlarged from 500m to 1100m which caused enlargements of the failure zone around the heading (Figure 16). Such effects are a result of the fact that the internal pressure in rock mass increases with depth, and the internal pressure is then, i.e. after a heading is driven, converted into stresses around the heading and in consequence influences the intensity of the failure zone development.

The fourth stage of the numerical calculations confirms the relation between compressive strength (Rc) of roof rocks and the failure zone's spread above a heading (Figure 17 ÷ 20). A change of strength from 20MPa to 40MPa caused that the failure zone spread above the considered heading decreased from 1,4m to 0,61m (Figure 21), i.e. to an amount less than the half of the largest value. The roof rock strength increase caused also an inconsiderable decrease of the failure zone spread in the heading sidewalls and took practically no effect on this zone's spread in the heading's floor.

4. Summary

In this paper there was shown the influence of some selected technical factors, like form and size of supports, and natural factors, like depth and compressive strength of roof rocks, on spread of the failure zone that develops in the rocks around headings. The findings presented in this paper are a result of using numerical modelling and calculations based on the method of finite elements with application of the Hoek-Brown failure criterion for elastic medium.

The applied calculation method as one of many methods of numerical modelling may be used for choosing optimal supports for headings. Precise determining of the failure zones in which the rock strength parameters have been exceeded, may turn out to be helpful for example in calculating static load exerted onto supports or while optimising roof bolting.

Bibliography

[1] Chudek M.: Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2002r.
[2] Hoek E.: Practical Rock Engineering. Rocscience Inc. 1998, www.rocscience.com.
[3] Kaczmarek J., Łydżba D.: Przydatność hipotezy wytrzymałościowej Hoeka-Browna do określania wytężenia skał Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej nr 65, Seria konferencje nr 33, 1994, s. 87-94.
[4] Kłeczek Z.: Geomechanika górnicza. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1994r.
[5] Phase2: User's guide. Rocscience, 1998.
[6] Wojtaszek A.: Ocena obciążeń obudów wyrobisk górniczych z wykorzystaniem kryteriów Hoeka-Browna i Coulomba-Mohra. Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej nr 65, Seria konferencje nr 33, 1994, s. 269-280.

УДК.622.831.3 © В.Ю. Куклин

К ВОПРОСУ ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ СПОСОБОВ КРЕПЛЕНИЯ И ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В НЕУСТОЙЧИВЫХ ПОРОДАХ ПРИ ИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Обґрунтовано вибір параметрів способів та елементів, які забезпечують ефективне підтримання покрівлі та охорону гірничих виробок у нестійких породах при високих швидкостях посування фронту очисних робіт.

Обоснован выбор параметров способов и средств, обеспечивающих эффективное поддержание кровли и охрану горных выработок в неустойчивых породах при высоких скоростях подвигания фронта очистных работ.

The choice of parameters of ways and the means providing effective maintenance of a roof and protection of mining works in unstable rocks at high speeds of promoving of front of clearing works is proved.

В современных экономических условиях бесперебойное и достаточное обеспечение Украины главным энергетическим сырьем – углем возможно только путем интенсивного развития отрасли. Это объясняется, прежде всего, низким уровнем капитальных вложений в строительство новых и реконструкцию действующих шахт, а также отсутствием средств на подготовку, насыщение оборудованием и ввод в действие новых лав. Исходя из реальных возможностей, передовые шахты отрасли увеличили нагрузку на очистной забой и обеспечили добычу угля из одной лавы 1500-2500 т/сут и более. Однако интенсификация технологии добычи угля спровоцировала ряд негативных явлений в поведении геомеханической системы «углепородный массив-горные выработки-крепь и охранные конструкции». В частности, возросло пучение пород и ухудшились условия управления горным давлением в лаве, в нелучшую сторону изменились условия поддержания кровли на сопряжениях лава-штрек и охраны выемочных штреков, возросла частота газодинамических явлений.

Имеющиеся в физике массива горных пород научно-практические наработки не дают однозначного ответа, а часто и не объясняют причин происходящих явлений. Из чего следует необходимость расширения и углубления знаний о геомеханических процессах, протекающих в массиве при больших скоростях подвигания фронта очистных работ, особенно в условиях слабых неустойчивых пород, с последующим обоснованием параметров способов и средств эффективного крепления и охраны горных выработок.

Несмотря на экономическую выгоду, выемочные штреки на шахтах Западного района Донбасса используются повторно только в 10-ти процентах случаев. На наш взгляд, причина такого «феномена» заключается не столько в технической стороне проблемы, сколько в традиционности технологий, укоренившихся в ОАО «Павлоградуголь». Хотя имеется геомеханическое обоснование [1] и некоторый опыт охраны выемочных штреков путем выкладки в лавной части сопряжения охранных конструкций с параметрами: ширина – 2,0-2,5 м; $E > 10^3$ МПа; $\sigma_{сж}$ = 8-10 МПа, обеспечивающих более чем 90%-е сохранение выемочного штрека и возможность его повторного использования. Однако с увеличением скорости подвигания фронта очистных работ существенно возрастает давление на штрек и его охранные конструкции, что требует изменения параметров последних. Расчеты показали, что обеспечение условий сохранения выемочных штреков для их повторного использования при скоростях подвигания лавы более 8 м/сут, требует возведения охранной полосы с $E > 10^4$ МПа и $\sigma_{сж}$ = 15-20 МПа, т.е. на основе бентонитовых смесей, стоимость которых, время возведения и твердения не отвечают требованиям скорости обнажения массива. Из этих соображений на добычных участках шахт Западного района Донбасса, использующих интенсивные технологии, выемочные штреки погашаются вслед за проходом лавы. Таким образом, задача эффективного поддержания выемочных штреков сводится к усилению штрековой крепи по традиционной схеме

в зоне, определяемой: со стороны отработанной части лавы – условиями технологии (как правило это около 5 м), со стороны вынимаемой части столба – зоной влияния лавы (около 15 м), кроме того, требуется дополнительное усиление крепи на участке от сопряжения с лавой в сторону отрабатываемой части протяженностью, равной величине приращения длины породной консоли, т.е. порядка 8-10 м.

Известно, что давление на штрековую крепь определяется, в основном, тремя факторами: глубиной заложения выработки, размерами области неупругих деформаций и величиной пригрузки, обусловленной влиянием породной консоли, нависающей над отработанной частью лавы. Технология отработки выемочных столбов в Западном Донбассе предусматривает вынос приводов конвейера в штрек и, соответственно, снятие стоек 2-3-х секций арочной крепи в процессе подвигания комплекса. Поэтому крепь усиления должна не только противодействовать пригрузке со стороны породной консоли, но и поддерживать работоспособность арочной крепи на период снятия стойки.

Усиление штрековой крепи может быть достигнуто путем улучшения способов соединения элементов крепи и заполнения закрепного пространства; совершенствования элементов межрамных связей и ограждений (затяжек); возведения анкерной крепи длиной 1,8-2,5 м. А на сопряжениях штрек-лава путем совершенствования элементов для подхвата верхняков рам крепи; разработки крепи сопряжения, обеспечивающей подхват штрековой крепи независимо от передвижки привода лавного конвейера; использования анкеров для упрочнения кровли пласта в зоне сопряжения и крепления верхняков штрековой крепи.

Оптимально таким условиям может удовлетворить схема усиления подхватом верхняка арки анкером в сторону отрабатываемой лавы под углом около 60°. Это позволяет: «включить в работу» массив горных пород; обеспечить устойчивость сопряжения при снятии ножек крепи; обеспечить безремонтное поддержание штреков в течение всего срока. Опыт применения анкерной крепи на шахте «Павлоградская» показал ее высокую несущую способность, превышающую более чем на порядок несущую способность арочной крепи из профиля СВП-22, при схеме установки – 5 анкеров в кровле и по 2 в бока по сечению штрека с шагом 0,8 м.

Исходя из несущей способности штрековой крепи типа КШПУ из спецпрофиля СВП-27, составляющей около 200 кН, вполне достаточным будет «подхват» верхняка одним анкером диаметром 28 мм и длиной 2,2-2,4 м, обеспечивающим, согласно данным [2], несущую способность около 300 кН. Следует отметить, что установка анкера должна производиться одновременно с возведением арочной крепи. Технология возведения анкерной крепи усиления штрека следующая. Предварительно в верхняке арочной крепи, например типа КШПУ, предназначенной для использования в выемочных штреках, на расстоянии 20-25 см от края, путем сверления или газосварки проделывают отверстие диаметром 34 мм. Верхняк в штреке устанавливают таким образом, чтобы отверстие располагалось со стороны отрабатываемой лавы. Сразу за возведением секции арочной крепи через отверстие в верхняке пробуривают шпур диаметром 32 мм глубиной около 2,3 м. Наклон шпура выбирают таким образом, чтобы поверхности профиля СВП и подкладочной шайбы были, по возможности, параллельными. Крепь состоит из металлических штанг, закрепляемых по всей длине в шпурах при помощи полимерных (химических) закрепителей, содержащих в определенных пропорциях растворы смолы, ускорителя, отвердителя и наполнителей. Штангу изготавливают из арматурного проката периодического профиля с длиной резьбовой части 150 мм. Параметры штанги: длина 2400 мм, диаметр 28 мм, площадь поперечного сечения 6,16 см^2, масса 7,2 кг. Для закрепления штанг применяются полимерные закрепители в ампулах с быстро- (время достижения начальной несущей способности 20-30 с) и медленнотвердеющим (время достижения начальной несущей способности 100-250 с) закрепителем. Ампулы устанавливаются из расчета 1 ампула на 300 мм шпура диаметром 32-35 мм. Порядок выполнения операций по установке анкеров регламентируются документом [3].

Недостаток этой схемы усиления обусловлен увеличением затрат на подготовку отверстий для подхвата верхняков арочной крепи, усложнением технологии бурения и установки

анкеров, а также потерями металла за счет неполного его извлечения, поскольку верхняки оказываются «пришитыми» к кровле и практически не извлекаются.

Компромиссное решение по усилению арочной крепи может быть обеспечено путем использования анкерных стяжных (АСК) и анкерных натяжных (АНК) крепей.

Механизм работы АСК и АНК достаточно полно изложен в [4]. Его отличительная особенность состоит в том, что помимо механизма взаимодействия, характерного для анкерной крепи, такая крепь создает в массиве горных пород дополнительные напряжения, характерные для фермы, состоящей из треугольных элементов. Достигается это тем, что после установки АСК (АНК) ее элементы работают на растяжение, а породы кровли – на сжатие. Создающиеся в кровле горизонтальные сжимающие усилия включают в работу породные слои, препятствуя, таким образом, деформациям и обрушениям кровли. Кроме того, указанные крепи играют роль поддерживающих конструкций, предотвращающих завал арочной крепи при снятии одной из ее стоек.

Основными технологическими параметрами крепи усиления на базе АСК и АНК крепей являются длина анкера, длина стяжки, углы наклона анкера по длине штрека и в сторону отрабатываемой лавы, а также расстояния от замка крепи КШПУ до стяжки и между рядами анкеров.

Крепь усиления состоит из анкеров, закрепляемых по всей длине в шпурах при помощи полимерных быстро- и медленнотвердеющих закрепителей, и стяжного или натяжного (подхватывающего) устройств. Стяжки (подхваты), соединяющие анкерные штанги и обеспечивающие подхват верхняков крепи КШПУ, изготавливаются в двух вариантах:

1) для АНК стяжка состоит из двух пластин толщиной 8-10 мм и шириной 120 мм, соединенных болтами М-24х25;

2) для АСК стяжка состоит из двух пластин толщиной 8-10 мм и шириной 100 мм, соединенных фаркопфом.

Схемы АСК и АНК приведены на рис. 1. Для предотвращения перемещения верхняка крепи КШПУ после снятия ножки применяется упорный хомут, устанавливаемый на верхняке крепи КШПУ и упирающийся планкой в стяжку.

Расчет элементов крепи усиления выполнен, исходя из допустимой нагрузки штанги анкера, применяемого в конструкциях АНК и АСК.

Длина анкера, исходя из [3] и опыта применения анкеров с химическим закреплением на шахтах ГХК «Павлоградуголь», принимается равной 2,4 м. Длина стяжки при шаге основной крепи (КШПУ-11,7), составляющем 0,8 м, и условии подхвата двух верхняков рам, что обеспечивает наилучшие условия контакта стяжек АНК (АСК) с верхняками основной крепи, принята равной 2,1 м. Угол наклона анкера в сторону отрабатываемой лавы принимается равным около 60°, что обеспечивает подхват анкерной крепью верхняков крепи КШПУ под углом близким к 90°. Угол наклона анкера по длине штрека принимается равным 45-50°. Расстояния от замка крепи КШПУ до стяжки и между рядами анкеров принимается равным 200 мм из соображений оптимальности конструктивных решений.

Крепи устанавливаются при проведении выемочных штреков либо на расстоянии 40-50 м до подхода фронта очистных работ. В случае погашения штрека после прохода лавы элементы крепи усиления (стяжки и фаркопфы) частично извлекаются и используются повторно.

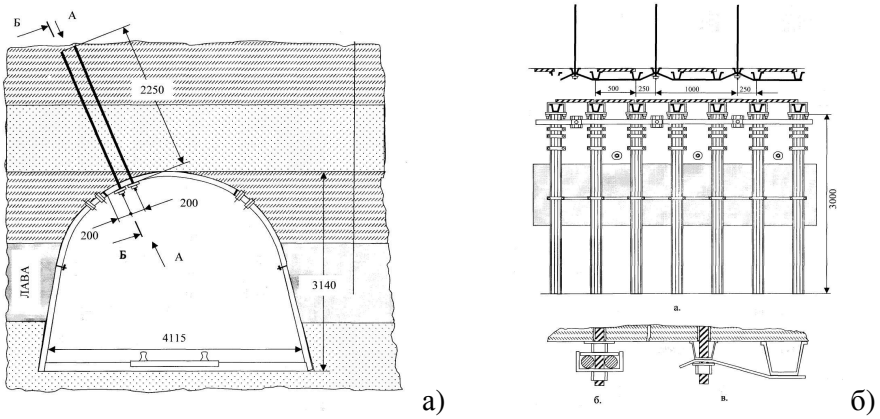
В случае использования для крепления сопряжений лава-штрек механизированных крепей, например, на базе гидрофицированных столов или серийных типа МКС, при обосновании их параметров следует руководствоваться принципами [1], сводящимися к следующему:

– в возможном диапазоне вариаций расстояния между вертикальными осями штрека и механизированной крепи сопряжения его оптимальное значение составляет 1 м;

– увеличение сопротивления гидростоек крепи сопряжения с 0,4 до 1,2 МН несущественно улучшает условия поддержания кровли штрека;

– оптимальное значение расстояния между осями большой и малой рам крепи сопря-

жения, в возможном диапазоне его варьирования, составляет 0,5 м.



а) б)

Рис. 1. Усиления арочного крепления выемочного штрека шахты им. Героев Космоса (а) и варианты анкерной натяжной крепи на основе тросов (б)

Обоснуем теперь оптимальные режимы подвигания лав по геомеханическому фактору при интенсивной технологии добычи угля. По результатам комплексных исследований геомеханических процессов, происходящих в углепородном массиве при высоких нагрузках на очистной забой, выделено четыре основных параметра, величина которых обусловлена скоростью обнажения массива и оказывающих наиболее существенное влияние на технологические процессы: изменение давления на лавную механизированную крепь *($АР_{МК}$),* штрековую крепь *($ДР_{Ш}$)* и крепь сопряжения (*$ЛР_{КС}$),* изменения величин пучения пород почвы в штреке и лаве на участке от линии забоя до механизированной крепи, характеризуемые необходимым для обеспечения технологических процессов количеством подрывок.

Определив предельную скорость подвигания лавы и зная среднюю плотность добываемой горной массы *(p,* кг/м^3), вынимаемую мощность пласта *(h,* м) и длину лавы (L, м), можно вычислить нагрузку на очистной забой (W) по формуле:

$$W = phLV_{л}.$$

Если окажется, что расчетная предельная нагрузка на очистной забой ниже требуемой $W_{тр}$, то применяют одно из двух мероприятий: либо увеличивают рабочее сопротивление механизированной крепи *($Р_{мк}$),* либо увеличивают проектную длину лавы *($L_{пр}$),* исходя из условия $L_{пр} = W_{тр} : (phV_{лдопустима я})$.

При обосновании параметров крепей сопряжения следует руководствоваться результатами исследований, полученными в работе [1], которые констатируют, что в условиях слабых неустойчивых пород шахт Западного Донбасса крепь сопряжения несущественно влияет на величину их конвергенции, которая определяется, в основном, глубиной заложения выработки и свойствами породного массива. Основное предназначение крепи сопряжения состоит в предотвращении образования в кровле зон растягивающих напряжений, которые в условиях неустойчивых пород приводят к их локальному расслоению и обрушению в штрек.

Характер приращения давления на крепь сопряжения лава-штрек *($Р_{кс}$),* в зависимости от увеличения длины лавы *(L)* и длины консоли пород кровли в отработанной части лавы (*l*), приведен на рис. 2. Графики характеризуются заметным выполаживанием зависимостей, что позволяет принять значение приращения, равное 3-3,5, в качестве максимального для любых скоростей подвигания фронта очистных работ и любых длин лав.

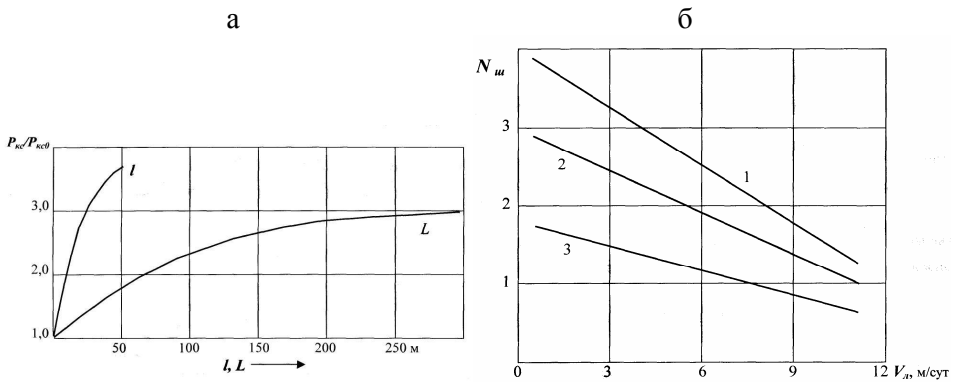


Рис. 2. Зависимости приращения давления на крепь сопряжения от длин породной консоли и лавы (а) и количества подрывок почвы в выемочных штреках от скорости подвигания лавы (б) для: 1 – аргиллитов; 2 – алевролитов; 3 – песчаников

Установлено, что с увеличением скорости подвигания фронта очистных работ интенсивность пучения пород почвы в выемочных штреках существенно уменьшается. На рис. 2, б приведена полученная путем статистической обработки результатов многолетних наблюдений на шахтах Западного Донбасса, зависимость количества подрывок почвы в штреках ($P_Ш$) от скорости подвигания лавы для различных типов пород. Следует отметить, что линии 1, 2, 3 охватывают, соответственно, 76, 15 и 9 процентов всех случаев подрывок.

Наблюдаемая при увеличении скорости подвигания линии очистного забоя интенсификация процессов пучения пород почвы в лаве может быть уменьшена посредством двух решений:

– уменьшением длины породной консоли за счет увеличения длины лавы;

– изменением конструктивных характеристик механизированных крепей и путем увеличения размеров их основания с возможностью перекрытия поверхности обнажения почвы на участке пучения (данная рекомендация выходит за рамки компетенции шахт).

С учетом приведенных зависимостей, для надежного поддержания кровли на сопряжениях лава-штрек рекомендуются следующие мероприятия:

– применение механизированных крепей сопряжения, обеспечивающих суммарное сопротивление не менее 1200 кН;

– использование опережающей, а в случае отработки лавы прямым ходом и отстающей крепей усиления на участке 15-20 м от сопряжения (из расчета одна стойка на верхняк). Длина участка отстающей крепи усиления определяется исходя из того, погашается ли штрек или поддерживается. В первом случае ширина участка равна расстоянию от крепи сопряжения до зоны погашения, а во втором – 15-20 м с указанной выше плотностью установки; дополнительное крепление в ходе проходки выемочных штреков (либо за 100-120 м от фронта очистных работ) верхняков арки крепи КШПУ со стороны выемочного столба анкерной, анкерной стяжной (натяжной) крепями, что позволяет «включить в работу» массив горных пород, обеспечивает устойчивость сопряжения при снятии стоек крепи, а также безремонтное поддержание штреков в течение всего срока службы.

Предложенные разработки нашли отражение в документе «Рекомендации по выбору оптимальных режимов подвигания лав по геомеханическому фактору в условиях шахт Западного района Донбасса при интенсивной технологии добычи угля».

В отличие от лав, исследованиям геомеханических процессов вблизи выемочных штреков посвящено достаточно много литературы, в частности для шахт Западного Донбасса это источники [1, 5]. Поэтому задача наших исследований состояла в установлении особенностей проявления горного давления в штреках, обслуживающих скоростные лавы. Методика исследований не отличалась от принятой в вышеуказанных работах и состояла в из-

мерении конвергенции пород в штреке и оценке давления на штрековую крепь ударно-волновым методом.

На рис. 3 в качестве примера приведены усредненные по пяти наблюдательным станциям, расположенным на расстоянии 20 м друг от друга, результаты измерения конвергенции боковых пород в бортовом штреке 927-й лавы шахты им. Героев Космоса, добывавшей в среднем 1350 т угля в сутки. Усредненные таким же образом результаты оценки приращения давления на штрековую крепь приведены на рис. 4. Подобные результаты получены в выемочных штреках 925-й и 929-й лав. Коэффициент вариации параметров для графиков, приведенных на рис. 2, не превышал 10,5 % при относительной погрешности измерений конвергенции 4-6 %, а коэффициент вариации параметра «приращение давления на крепь» (рис.4) составлял для кривых: 1 – 14,3%, 2 – 6,2%, 3 – 13,8%, 4 – 16,8%, 5 – 16,7%, при методической погрешности 12-15%.

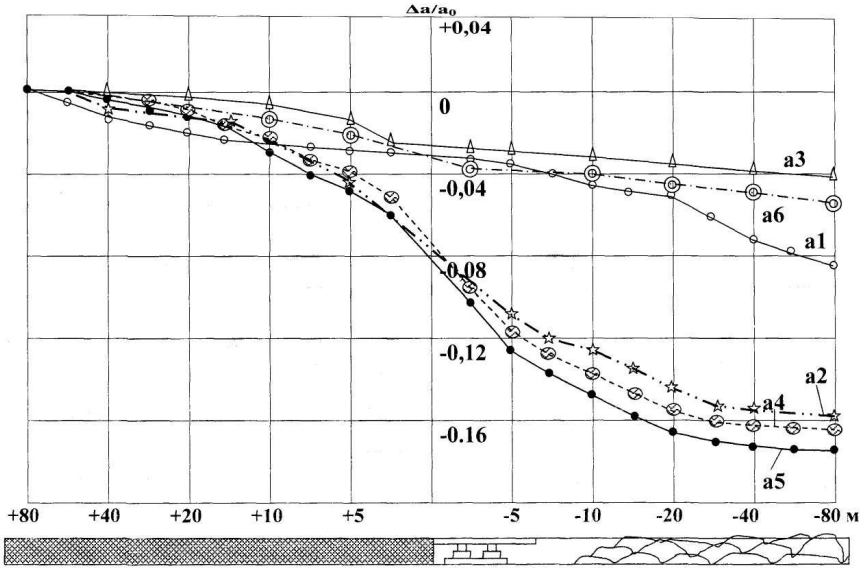


Рис. 3. Зависимость конвергенции боковых пород в бортовом штреке 927-й лавы от положения фронта очистных работ

По итогам анализа и сопоставления материалов с данными аналогичных исследований [1], выполненных на участках выемочных столбов со средней нагрузкой на очистной забой до 700 т/сут, сделаны следующие выводы. С возрастанием нагрузки на очистной забой:

– зона влияния лавы на характер и величину взаимодействий в системе «крепь-массив» выемочных штреков уменьшается и составляет для штреков, заложенных в целике, 70-90 м, штреков, пройденных «вприсечку» – 60-70 м;

– область максимальной конвергенции для пород кровли и боков со стороны действующей лавы увеличивается и составляет 45 м (от +15 до –30 м), т.е. от момента подхода лавы на расстояние 15 м и до посадки основной кровли;

– значения конвергенции в штреке, пройденном «вприсечку» почти в 2 раза выше, чем в заложенном в целике;

– абсолютная величина конвергенции уменьшается за счет уменьшения составляющей пучения пород почвы;

– по мере приближения к фронту очистных работ, начиная с 40-45 м, давление в кровле постепенно возрастает и достигает, в отличие от средненагруженных лав, двух максимальных значений на сопряжении лава-штрек и зоне посадки кровли (20-30 м);

– расчетный коэффициент приращения давления в зоне сопряжения лава-штрек достигает значений 2,5-3;

– при среднем количестве подрывок почвы, выполняемых в процессе отработки выемочного столба составляет 3-4, с увеличением нагрузки на очистной забой только две подрывки почвы.

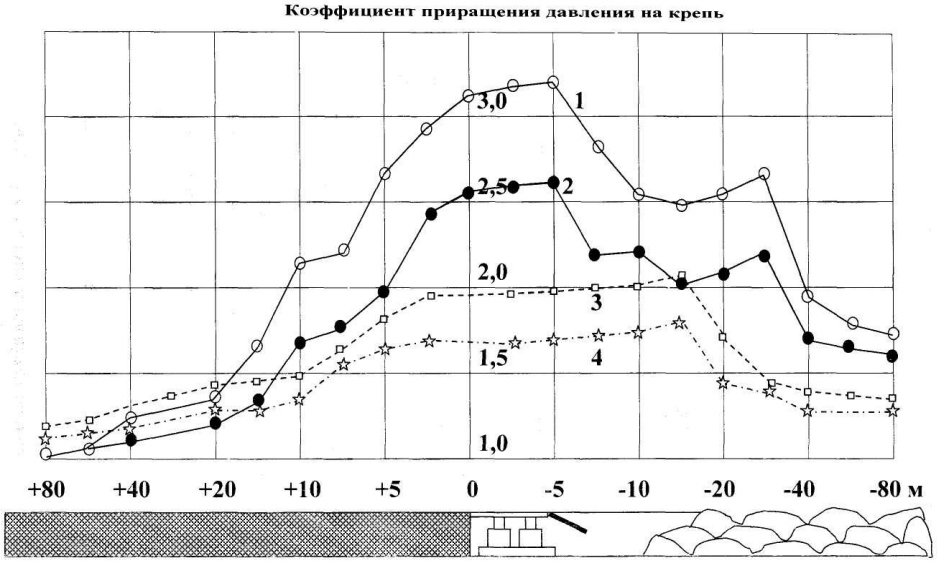


Рис. 4. Графики изменения коэффициента приращения давления на крепь штреков высоко- (1,2) и средненагруженных (3, 4); лав 1, 3 – штреки пройдены «вприсечку»; 2, 4 – штреки заложены в целике

Установленный характер формирования напряженно-деформированного состояния в углепородном массиве вблизи выемочных штреков подтверждает высказанную ранее гипотезу о том, что основные сложности геомеханического характера, связанные с увеличением нагрузки на очистной забой, обусловлены увеличением длины породной консоли основной кровли, нависающей над выработанным пространством лавы. В то же время по критерию «пучение почвы» увеличение скорости подвигания лавы оценивается весьма положительно.

Список литературы

1. Скипочка С.И., Мухин А.В., Черватюк В.Г. Геомеханика охраны выемочных штреков в неустойчивых породах. – Днепропетровск: НГАУ, 2002. –125 с.

2. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2002. – 372 с.

3. РД 12.01.01.501-98 Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью. – К.: Минуглепром Украины, 2002. – 53 с.

4. Patent 3427811 (USA) Mine roof support system / C Claube. – White, 1969.

5. Усаченко Б.М. Свойства горных пород и устойчивость горных выработок. – К.: Наукова думка, 1979. – 135 с.

УДК 622.013

© А.И. Фурман,
А.Н. Зубко,
В.Ю.Усатый

ВЫПУСК РУДЫ ИЗ ОЧИСТНЫХ КАМЕР С ПРИМЕНЕНИЕМ САМОХОДНОЙ ТЕХНИКИ НА ЗАО «ЗАПОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ»

Розглянуто досвід і ефективність застосування різновиду камерної системи розробки з твердіючою закладкою виробленого простору при розробці Південно-Білозерського залізорудного родовища.

Рассмотрен опыт и эффективность применения разновидности камерной системы разработки с твердеющей закладкой выработанного пространства при разработке Южно-Белозёрского железорудного месторождения.

Experience and efficiency of usage of variety of room mining with a hardening backfilling of goaf is considered in mining of Southern-Bilozirsk ore deposits.

Южно-Белозёрское месторождение богатых железных руд с 1969 года разрабатывается Запорожским железорудным комбинатом. Месторождение разведано по промышленным категориям до глубины 1200 м. По состоянию на 01.01.07 г. балансовые запасы по сумме категорий $A+B+C_1$ составляют 167,2 млн.тонн со средним содержанием железа 61,59%. За время эксплуатации месторождения погашено 119,7 млн.тонн запасов руды с содержанием железа 61,55%, в том числе в 2006 г. – 4,7 млн.тонн с содержанием железа 62,7%.

Южно-Белозерское месторождение представляет собой полосу железо-кремниевых пород нижнего протерозоя, вытянутых в северном и северо-восточном направлении на протяжении 2640 м, при средней мощности железорудной толщи – 182 м. Южный фланг месторождения склоняется к северу под углом 65^o, северный – имеет крутое падение железистых кварцитов и руд, угол падения их увеличивается с юга на север с 60-65 до $80-85^o$. Месторождение перекрыто горизонтально залегающей толщей сильно обводненных осадочных пород мощностью 240-260 м.

По морфологии и условиям залегания рудных залежей месторождение делится на 2 части – южную и северную. Основные запасы богатых железных руд сосредоточены в его южной части и объединяются в залежь «Главная», представленную мощным пластообразным рудным телом протяженностью 1200 м, осложненным в висячем боку рядом мелких столбообразных рудных тел. Залежь представляет собой единое рудное тело мощностью от 80 до 120 м. Северная часть месторождения представлена 15 обособленными столбо- и линзообразными крутопадающими рудными телами протяженностью в основном 30-100 м и мощностью от 5-10 до 40 м.

Руда гематито-мартитового и мартитового составов с коэффициентом крепости от 2-3 до 12-14 по шкале проф. М.М. Протодьяконова и средней крепости руды по месторождению – 5,2. Вмещающие породы лежачего бока представлены в основном сланцами кварц-хлорит-серицитового состава, тонкослоистыми, крепостью 7-9; висячего бока: на юге – сланцами кварц-хлоритового состава крепостью от 5-6 до 8-10, на севере – кварцитами гематит-мартитового состава, преимущественно среднеполосчатой текстуры, с содержанием железа 39,9%. Среднее содержание железа в сланцах висячего и лежачего бока практически не отличается и составляет в среднем 29,8%.

В 1983 г. при проектировании очистных работ на нижележащих горизонтах в этажах 480-640 м были использованы научные разработки и технологические решения НИГРИ, опыт родственных предприятий и собственный опыт отработки двух верхних этажей камерами прямоугольной формы:

– совместная отработка камер в двух этажах;

– восходящая отработка с расположением днищ камер в искусственном массиве;

– отработка нижележащих камер с учетом изрезанности искусственного массива заложенного верхнего этажа.

Технология отработки Южно-Белозёрского месторождения совершенствовалась в направлении:

– увеличения высоты камер с 35 м на начальной стадии отработки до 140 м при отработке северного фланга в маркшейдерских осях 8с-10с объединенных этажей 340-400 и 400-480 м;

–увеличения ширины камер с 15 до 22,5-30 м;

– снижения удельных затрат на капитально-подготовительные работы.

Несмотря на то, что система разработки на комбинате постоянно совершенствовалась, она все же имеет ряд недостатков:

– строительство днищ камер при использовании вибропитателей ПШВ – очень трудоемкая операция;

– замораживание значительных запасов руды, граничащих с отрабатываемыми камерами, сдерживающее интенсивность отработки месторождения.

Учитывая эти факторы для сохранения на достигнутом уровне показателей извлечения руды (потери – 8%, засорение – 1,26%), а также необходимость снижения трудоёмкости подготовки днищ и повышения эффективности отработки была разработана технология подготовки отработки запасов сдвоенных этажей 480-640 м камерами шестиугольной формы сечения, высотой 92-100 м и 30 м шириной.

В основу этой технологии была положена раздельная отработка запасов в этажах 480-548, 548-640 м и подэтаже 465-518 м ромбовидными камерами при камерно-целиковой схеме их выемки в три стадии по высоте.

На первом этапе внедрения данной технологии предусматривалась подготовка и отработка участка шахтного поля в осях 5с-7ю, разделённого на два обособленных технологических участка по оси 1ю. Каждый технологический участок в сдвоенном этаже 480-640 м делился по высоте на три стадии отработки, соответственно, в этажах 548-640, 480-580 и 465-518 м. На первой стадии в осях 1ю-7ю отрабатывались камеры в этаже 480-580 м с перепуском руды на концентрационный горизонт – нисходящий порядок. В осях 5с-1ю отработка камер осуществлялась в восходящем порядке, т.е. отрабатывались камеры в этаже 548-640 м, а затем в этаже 480-580 м. При этом параметры камер в соответствии с рекомендациями НИГРИ не превышали по ширине 30 м, по высоте – 85-100 м, по длине – 60-65 м.

Отработка первичных камер третьей очереди в подэтаже 465-518 м производилась с перепуском руды по рудоперепускным восстающим лежачего бока. Вторичные камеры третьей очереди отрабатывались с организацией горизонта выпуска и доставки на отметке 510 м, связанного уклонами с горизонтом 518 м. Порядок отработки вторичных камер третьей очереди в этаже 465-518 м в маркшейдерских осях 2ю-5ю показан на рис. 1.

При подготовке к очистной выемке гор. 508-510 м был задействован проходческий комплекс, состоящий из буровой установки УБШ-221 и погрузочно-доставочной машины PNE-1700. За это время было пройдено 396 п.м. выработок и отбито 2973 $м^3$ горной массы. Производительность машины в смену составляла от 10,5 до 11,2 $м^3$, а проходчика – 5,2-5,58 $м^3$/чел.см.

Проходка отрезных восстающих на данном участке шахтного поля осуществлялась методом секционного взрывания скважин. Пройденный комплекс горно-подготовительных и горно-нарезных работ на гор. 480, 508-510 и гор. 518 м позволяли подготовить к отработке блок вторичных камер третьей очереди, состоящий из 4-х камер, с запасами руды 289 тыс.тонн по чешскому варианту торцевого выпуска руды из очистных камер в конце 1995 г. Удельные затраты нарезных работ по данному подварианту камерной системы разработки составили 4,48 м на 1000 тонн руды.

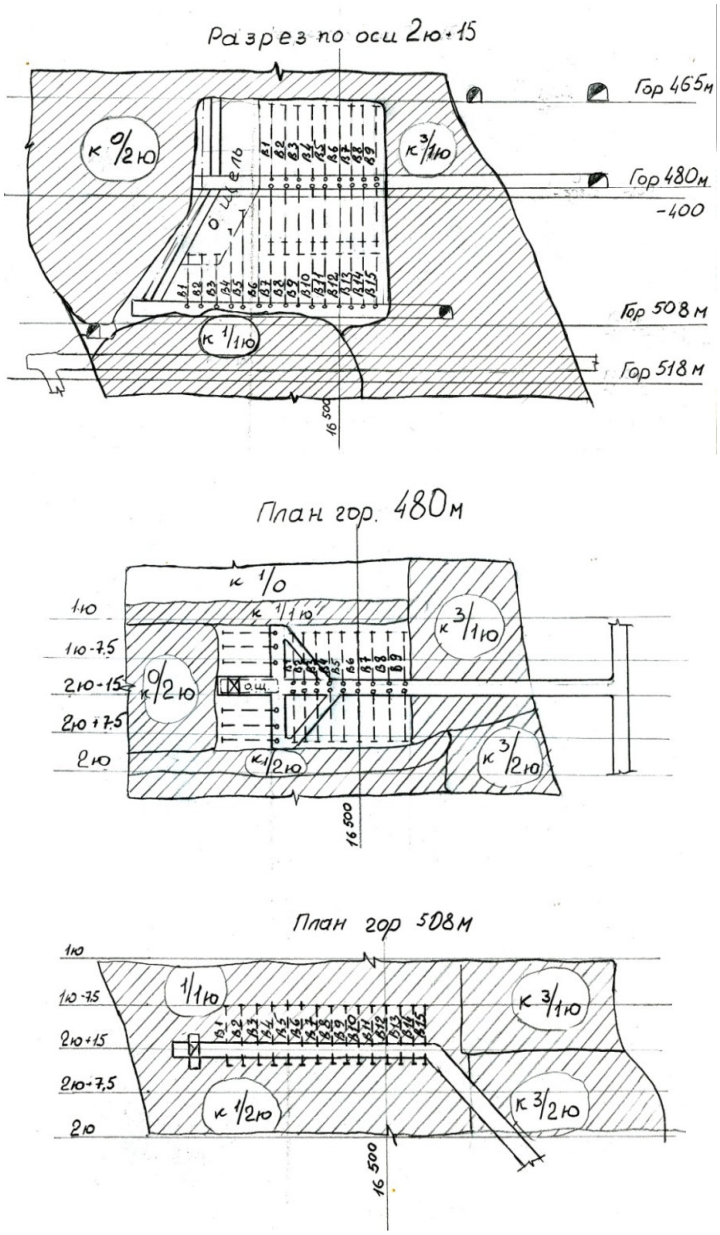


Рис. 1. Схема разбуривания и порядок отработки вторичной камеры 2/0 третьей очереди в этаже 465-518 м в маркшейдерских осях 2ю-5ю

Очистные работы в камере 2/0 эт.465-518 м были начаты с подсечки компенсационной щели. Разрезные веера и части подсечных воронок осуществлялись скважинами диаметром 105 мм, пробуренными станками НКР-100МПА из специальных буровых камер на гор. 508 м, дальнейшая подсечка камерных запасов была траншейная с разбуриванием вееров скважин с выемочного орта в отступающем порядке от очистного пространства. В данном случае осуществлена ортово-штрековая разделка отрезной компенсационной щели.

При этом сначала была разделана отрезная щель на длину 12 м при помощи вертикальных рядов скважин, взрываемых на отрезной восстающей, а затем, взрывая на отрезке веерные комплекты глубоких скважин, пробуренные из отрезных штреков, образовывали компенсационную полость на всю ширину камеры.

Отбойка камерных запасов осуществлялась веерными комплектами скважин диаметром 105 мм, на ранее образованную компенсационную щель, с опережением подсечных вееров на три веера с целью лучшей выемки камерных запасов при торцевом выпуске руды.

Выход руды с 1 п. м скважины при донном подварианте камерной системы составил 13,4 т/п.м.

В 1996 году, при плановом количестве смен – 834, погрузочно-доставочная машина PNE-2500 фактически отработала на добыче 430 смен. За это время было добыто 49545 тонн руды, то есть в разные месяца года машиной вывозилось от 4 до 6 тыс.т руды в месяц. Имея низкие показатели по производительности машин PNE-2500, большие потери руды (до 10%) и высокое засорение (до 5,2%), дальнейшие работы по применению данных погрузочно-доставочных машин были прекращены до приобретения ПДМ с большим объемом ковша и доработки элементов системы разработки.

В конце 2000 года была приобретена погрузочно-доставочная машина TORO-400E. В течение ноября 2000 г.–августа 2001 г. проведены испытания ПДМ TORO-400E на очистной выемке из камер 2/3ю и 1/1с на гор. 715 м. В течение этого времени были определены размеры конструктивных элементов днища камер при торцевом выпуске руды на самоходную технику и их устойчивость; рассчитано оптимальное сечение ортов-заездов и откаточных ортов и штреков при применении на выпуске ПДМ TORO-400E, которое равняется не менее 14,3 м^3. Практическим путем определена необходимая длина ортов-заездов, которая при данном типе ПДМ должна составлять 12-15 м. Учитывая кинематику движений ковша ПДМ TORO-400E при его загрузке, обводненность разрабатываемого месторождения, с целью исключения обводненности руды непосредственно в точках погрузки её, целесообразно орты-заезды проходить с углом наклона 3-5^o в сторону транспортировки руды.

Также параллельно с решением вышеуказанных задач велась подготовка ко вводу в эксплуатацию камеры 1/6с в этаже 665-715 м с плоским днищем и перепуском руды по рудоперепускному восстающему на концентрационный горизонт 740 м.

Горнопроходческий комплекс, который применялся в данном случае, состоял из буровой каретки Boomer-H251 и погрузочно-доставочных машин PNE-2500 и TORO-400E. Использование высокопроизводительного и надежного оборудования позволило увеличить темпы проходки выработок до 135 м/мес при пятидневной рабочей неделе проходчиков, производительность труда которых возросла до 10,5-11,2 м^3/чел.см. Всего при подготовке камеры 1/6с эт. 665-715 м в эксплуатацию было пройдено 694 п.м. нарезных выработок и отбито свыше 9 тыс. м^3 горной массы. Себестоимость проходки 1 м^3 отбитой горной массы с использованием самоходной техники составляет 134-141 грн/м^3. Удельные затраты горно-нарезных работ при подготовке камеры 1/6с составили 6,42 м на 1000 тонн подготовленных камерных запасов руды.

Подготовка днища камеры была выполнена по односторонней схеме расположения погрузочных заездов относительно подсечного орта. Подсечка камеры 1/6с траншейная с разбуриванием вееров скважин диаметром 89 мм станком Simba-1352. Веерные комплекты скважин диаметром 89 мм по отбойке камерных запасов руды также были обурены станком Simba-1352. Ведение очистных работ велось классически для камерной системы разработки: сначала была выполнена подсечка отрезной щели, далее, взрывая ряды вертикальных скважин диаметром 105 мм на предварительно пройденный отрезной восстающий, образовывали вертикальную отрезную щель, на которую производилась отбивка камерных запасов руды. Выход руды с 1 п.м скважины по камере 1/6с составил 11,96 тонн.

Сложная морфология и горно-геологические условия залегания руды не позволяли провести сравнительный анализ качества дробленой руды при первичной отбойке и вторичном дроблении руды, а также достичь высокой производительности на выпуске руды. Производительность TORO-400E на выпуске руды из камеры 1/6с колебалась от 11 до 25 тыс.т/мес.

Всего из камеры 1/6с добыто за период эксплуатации 122 тыс. тонн руды с потерями 6,44% и засорением руды 1,34%.

Схема разбуривания камеры 1/6с и порядок отработки её представлены на рис. 2.

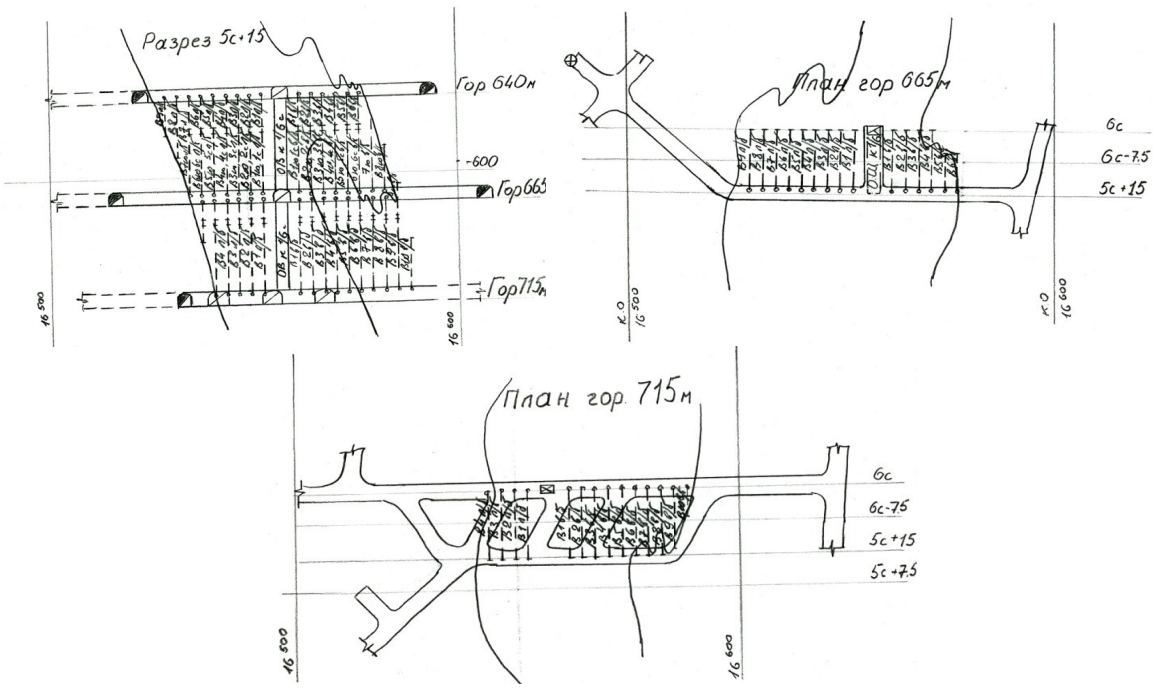


Рис. 2. Схема разбуривания и порядок отработки камеры 1/6с

Кроме очистной выемки руды из камеры 1/6с ПДМ TORO-400E использовалась затем на гор. 715 м для интенсификации выпуска руды из камер 1/1с, 2/3с, 2/3ю, 2/9ю, 1/15ю эт.640-740 м, что позволило добыть свыше 200 тыс.тонн руды и сократить время отработки указанных камер.

В целях поддержания устойчивых параметров очистных камер и сохранения качественных кондиций добываемой руды при ведении очистных работ в неустойчивых вмещающих породах висячего и лежачего боков южного фланга месторождения необходимо уменьшить наклонное и горизонтальное обнажение очистных камер. Учитывая опыт использования на комбинате самоходных ПДМ на очистной выемке, производительность которых достигла 25-30 тыс.тонн руды в месяц, были запроектированы, а затем и подготовлены 3 камеры с плоским днищем в этаже 605-665 м – 2/17ю, 2/19ю, 1/21ю; в этаже 605-715 м введены в эксплуатацию 2 камеры 0/11ю и 0/13ю; в подготовке находится участок с размещением днищ камер на гор. 825 м, состоящий из 5 камер.

Выводы. Исходя из вышесказанного, можно сделать следующие выводы, что для успешного применения ПДМ TORO-400E необходимо:

- длину погрузочных заездов иметь не менее 12 м;
- сечение погрузочных и откаточных выработок должно быть 14,3-17 м^2;
- руководящий уклон откаточных выработок должен быть не менее 4^o;
- для уменьшения выхода «негабарита» и снижения сейсмического воздействия массовых взрывов по отбойке руды в камерах на откаточные выработки разбуривание рудного массива производить скважинами диаметром 89 мм.

УДК 37.017.92:622

© Г.И. Гайко,
Ю.М. Бровендер

ПУТИ ГУМАНИТАРИЗАЦИИ ГОРНОГО ОБРАЗОВАНИЯ

«Гуманитаризация образования –
путь к гуманизации общества»
акад. Д.С. Лихачёв

Современное университетское образование не может сводиться исключительно к передаче знаний, оно должно выполнять и такие функции как формирование ряда новых личностных качеств человека. В этой связи особую роль приобретает направление гуманитаризации высшего технического образования, предполагающее его приближение к интересам и потребностям человека [1].

Гуманитаризация (от фр. humanitaire – человеческая образованность) выделяет аспекты, относящиеся к изучению культуры и истории человеческой деятельности, формированию духовно-ценностных ориентаций. Традиционно в технических вузах она сводится к изучению общих гуманитарных дисциплин, языковой подготовке и мероприятиям так называемой «культурно-воспитательной работы».

При всей значимости этих составляющих, направленных на всестороннее развитие личности студента, следует отметить новые особенности современного общественного развития и требования рынка труда, которые предполагают высокую корпоративную культуру, «патриотизм профессии», широкую эрудицию в избранной области знаний. Достижение этих целей связывают с ролью традиции; с историческим и культурным наследием отрасли; с пониманием философских составляющих деятельности; с чувством общности и сопричастности к большому творческому процессу созидания части человеческой культуры (избранного дела).

Решение этих задач в технических университетах во многом определяется знаниями о путях исторического развития инженерной деятельности (о судьбах технических открытий, «драме научных идей», выдающихся личностях, культурных традициях). Как отмечал А.И.Герцен: «Чтобы понять современное состояние мысли, вернейший путь – вспомнить, как человечество дошло до него». Пользуясь известной аналогией, можно утверждать, что представления о своём прошлом подобны корням, питающим дерево, и чем они больше (глубже), тем пышнее крона дерева – современное информационное поле и корпоративная культура отрасли. Это, в свою очередь, развивает профессиональный интерес как один из постоянных, сильно действующих мотивов человеческой деятельности.

Пионером преподавания истории горно-геологических знаний следует считать В.И. Вернадского, первого президента Академии Наук Украины, который ещё в 1902 г. в Московском университете разработал и читал студентам соответствующий лекционный курс, а впоследствии возглавил Государственную комиссию по истории знаний. Значительный опыт изучения и преподавания истории горного дела был накоплен в Московском горном институте, где в данном направлении работала специальная кафедра.

Особо следует отметить роль старейшего Горного музея Санкт-Петербургского горного института, где уникальные коллекции геологического и горнотехнического собраний позволяют воспитывать у студентов разных стран чувство прекрасного, сопричастность к богатой истории горного дела и металлургии [2]. В той или иной степени эти задачи решаются музеями других технических вузов. В ДонГТУ функционирует лучший на Луганщине геологический музей и создаётся музей производственной археологии, где будут представлены многочисленные экспонаты горного дела и металлургии, начиная с эпохи бронзы.

Важное значение в жизни каждого студента-горняка занимает посвящение в профессию – красивое, театрализованное действо, опирающееся на давнюю средневековую традицию. В ДонГТУ праздничное посвящение в горняки стали практиковать, начиная с 70-х го-

дов XX в., одними из первых среди технических вузов бывшего СССР. Хочется пожелать, чтобы дата этого посвящения совпадала с таким же праздником всех студентов-горняков мира – с 4-м декабря, днём святой Варвары, покровительницы горняков.

Понимая роль и значение гуманитаризации знаний при подготовке специалистов, горный факультет ДонГТУ разработал новый курс «История горной техники», в котором были отражены вопросы развития горных орудий, машин и технологий, показано их влияние на исторический процесс развития общества, отражены вопросы становления горной науки и образования. При подготовке соответствующего учебного пособия [3] была проведена большая поисковая работа, поскольку значительная часть имеющихся книг (вторая половина XX в.) оказались перегружены идеологическими и пропагандистскими штампами, часто подменявшими собой объективную научную информацию. В качестве дополнительной литературы была подготовлена работа [4], в которой в хронологической последовательности представлено развитие горного дела и металлургии в странах мира. По мнению авторов, современное состояние учебной литературы по истории освоения подземного пространства находится лишь на стадии формирования, далеко от системной структуризации предмета и требует объединения специалистов разных стран для подготовки базового учебника.

Одним из важных и перспективных направлений гуманитаризации горного образования становится привлечение студентов к сохранению и исследованию памятников горного дела, металлургии и подземного строительства. В настоящее время в Европе действует около 200 подземных туристических трасс и наблюдается настоящий туристический бум исторических подземных объектов. Ежегодно их посещает от нескольких десятков тысяч до нескольких млн. туристов (например, соляную шахту в Халльштатте – 400 тыс. человек, шахту в Величке – 6 млн. и т.д.). В целях популяризации этого направления учёными ДонГТУ и Краковской горно-металлургической академии были исследованы и описаны наиболее интересные подземные памятники Украины и Польши, обобщён опыт их восстановления и музефикации [5]. В отдельных европейских университетах уже открыты специализации, готовящие магистров для целей реновации старинных подземных объектов. Примечательно, что шахты-музеи становятся обязательными объектами студенческих ознакомительных практик (у студентов ДонГТУ – это соляные шахты Соледара, древний медный рудник Картамыш и др.).

Особо следует остановиться на роли горной археологии, как мощного средства приобщения студентов к области гуманитарных знаний. ДонГТУ – единственный технический университет Украины, в котором действует структурная археологическая лаборатория (изучение металлургии Донецкого региона эпохи бронзы) и проводятся силами студентов и преподавателей масштабные археологические исследования древнего рудника Картамыш (Попаснянский район Луганщины). Уникальность рудника середины II тыс. до Р.Х. обусловлена не только чрезвычайной редкостью подобных объектов и их исторической значимостью, но и состоянием первозданной сохранности (большинство подобных комплексов потеряли свою аутентичность из-за промышленного освоения в последующие эпохи). К настоящему времени исследованы открытые и подземные горные выработки, промышленные площадки по обогащению медной руды, десятки костяных и каменных орудий труда, объекты металлургического производства, культовые захоронения, посёлок горняков-металлургов. Разрабатывается проект музефикации археологического комплекса.

Исследования рудника Картамыш ведутся в тесном сотрудничестве ДонГТУ с Институтом археологии НАН Украины и Воронежским государственным университетом, причём полученные научные результаты оперативно отражаются в научном обращении и учебном процессе. В разные годы раскопки посетили ведущие археологи, историки горного дела и металлургии из Великобритании, Германии, Израиля, Испании, Польши, России, США. Многие из них принимали участие в работе Картамышских археологических семинаров, выступали с лекциями в аудиториях ДонГТУ [6].

Следует подчеркнуть высокую плодотворность сотрудничества археологов со специалистами технических наук (горными инженерами, металлургами, геологами), которое воплотилось в проекте исследования рудника. Совместными усилиями, с широким привлечением студентов-горняков вёлся поиск артефактов, исследовались объекты и объёмы добычи, изучались орудия и методы труда, системы разработки, технология ведения проходческих и эксплуатационных работ, обогащения руды, металлургического производства, а также разрабатывались способы восстановления и безопасного использования старинных горных выработок. Особое значение приобретает участие в подобных исследованиях студентов инженерных специальностей, практическая работа которых позволяет глубже прочувствовать взаимосвязь будущей профессии с материальной и духовной культурой общества, с историей своей страны.

Таким образом, можно отметить, что в настоящее время в ДонГТУ ведётся продуктивный процесс поиска средств гуманитаризации технического образования, который в значительной степени опирается на изучение истории и культурного наследия производственной деятельности человека.

Список литературы

1. Сенько Ю.В. Гуманитаризация образовательной среды в университете// Педагогика. – М., 2001. – №5. – С. 51-57.

2. Горный музей /Литвиненко В.С., Пашкевич Н.В., Полярная Ж.А., Иванов М.А., Суслов А.П.: Учебное наглядное пособие / Под научн. ред. В.С. Литвиненко. – Петербург: Издательство СПГГИ, Галарт, 2003. – 128 с.

3. Гайко Г.И. История горной техники: Учебное пособие. – Алчевск: ДГМИ, 2001. – 134 с.

4. Білецький В.С., Гайко Г.І. Хронологія гірництва в країнах світу. – Донецьк: Донецьке відділення НТШ, 2006. – 224 с.

5. Дивовижний світ давнього гірництва /Гайко Г.І., Мікось Т., Хмура Я., Бровендер Ю.М., Кінаш Р.І.: Наук.- поп. нарис/ Під заг. ред. Г.І. Гайка. – Алчевськ: ДонДТУ, 2005. – 130 с.

6. Проблеми гірничої археології (Матеріали ІІ-го міжнародного Картамиського польового археологічного семінару)/ Під заг. ред. акад. П.П. Толочка, проф. В.М. Дорофєєва. – Алчевськ: ДонДТУ, 2005. – 335 с.

УДК 622.063.4

© А.М. Кузьменко,
А. В.Савостьянов,
А.В. Вивчаренко

МЕТОД ПРОГНОЗА СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ

Розглядається методологічний підхід пошарового поступального формування навантаження в глибині гірського масиву на гірничу виробку при підземній розробці корисних копалин.

Рассматривается методологический подход послойного поступательного формирования нагрузки в глубине массива на горную выработку при подземной разработке полезных ископаемых.

Methological approach of layered progressive load formation on the working within the massive under underground mining operations is considered.

При добыче полезных ископаемых основной проблемой изменения проектных показателей в работе горного предприятия остается недостоверность исходной информации о структурном строении горного массива. Отсутствуют надежные методы и методики прогноза изменения состояния горного массива при ведении горных работ. Применение их в практической деятельности дает противоречивые результаты, которые влекут за собой перерасход энергии на разрушение массива и металлоконструкций для крепления горных выработок.

Одним наиболее слабых звеном проблемы добычи полезных ископаемых является прогнозная составляющая об изменении состояния горного массива в процессе ведения горных работ. Вследствие этого при подземной разработке происходят крупные аварии, связанные с динамическими явлениями в виде внезапных обрушений пород кровли и поднятия почвы в выработки, внезапных выбросов угля, породы и газа. Значительный экономический ущерб имеет место на шахте при поддержании подготовительных горных выработок. Нередко это связано с неправильно выбранной податливостью крепи.

Исходя из этого, следует, что в практической деятельности необходимо располагать аналитическим аппаратом, который позволял бы оперативно осуществлять достаточно достоверный прогноз состояния горного массива в конкретных условиях в зависимости от технических решений, принимаемых человеком на шахте.

Решение этой проблемы возможно при соблюдении следующих условий:

- установить общие закономерности, которые соответствовали бы основному закону природы «золотой» пропорции, которой подчиняется практически все, что существует на земном шаре;
- разработать математический аппарат, описывающий процесс сдвижения в соответствии с законом природы;
- разработать алгоритм и пакет программ для оперативного прогноза состояния горных пород в заданных горно-геологических условиях при принятых технических решениях.

Многолетний опыт разработки угольных месторождений, экспериментальные наблюдения за состоянием и поведением осадочных пород, физическое моделирование доказали, что сдвижение горного массива происходит послойно и каждый слой породы испытывает поперечный изгиб. В процессе изгиба образуются полости расслоения, которые со временем могут закрываться. Здесь же имеют место подвижки слоев относительно друг друга. Их величина сопоставима с величиной максимальных опусканий. С увеличением размеров горной выработки полости могут закрываться, а в выработанном пространстве нормальная нагрузка восстанавливается. При этом величина нормальной нагрузки позади очистного забоя может превышать силы гравитации. Таким образом, при ведении очистных работ опорная зона возникает не только по контуру выработки, но и в выработанном пространстве.

Со временем породы кровли обрушаются, и вокруг выработок образуется свод естественного равновесия. Еще до начала разрушения пород кровли происходит их расслоение (отделение пачки породы от монолита) и только затем отслоившаяся ее часть разрушается. Аналогичный процесс происходит и в породах почвы выработки. Здесь также образуется свод естественного равновесия. При наличии свода равновесия в кровле, почве или стенках выработки происходит выдавливание породы в выработку.

Горная выработка представляет собой объемную строительную конструкцию, которая перемещается во времени и в пространстве. В данной конструкции нагрузка вокруг нее формируется от подрабатываемых слоев породы. Каждый слой представляет собой плиту нежестко защемленную по контуры выработки. При значительных пролетах этой плиты (очистные выработки) имеет место неравномерно распределенная нагрузка и реакция над серединой лавы. При подработке или надработке слоев в каждом из них возникает сложное напряженное состояние. Это происходит вследствие действия на слой изгибающего момента, нормальных нагрузок от вышележащей толщи, поперечных сил и сцепления. Наличие отрывных напряжений внутри слоя породы, вызванных изгибающим моментом, приводит к расслоению однородных слоев. Поэтому расслоение происходит не только по контактам напластования, но и в монолитных слоях. Как показывает опыт разработки угольных пластов, расслоение песчаника, расположенного вблизи разрабатываемого пласта, вызывает динамическое явление в виде внезапного обрушения пород с потерей дорогостоящего комплекса. При наличии песчаника в почве пласта может иметь место внезапное поднятие почвы.

Большинство из существующих методов прогноза состояния горного массива отрицают послойный изгиб. В них не учитываются многообразие технологических параметров разработки и не соблюдаются граничные условия, которые отражают максимально возможные опускания. Отсутствует дифференцированный учет динамики изменения состояния пород во времени и пространстве, который определяется процессом выемки угля и сопротивлением крепи, а также и другими параметрами. Как правило, результаты расчета смещений пород на контуре выработки не соответствует натурным измерениям. При этом во многих случаях для прогнозирования состояния массива необходимо располагать параметрами, полученными натурными измерениями. Фактически решается обратная задача по установлению эквивалентности модели. Поэтому вначале необходимо располагать результатами натурных исследований, а затем выполнить расчет НДС в аналогичных условиях. К тому же натурные измерения дорогостоящие и даже при наличии указанных данных прогноз изменения состояния пород бывает ошибочным.

Известно, что строение осадочного горного массива весьма разнообразно и прогноз, выполненный на основе аналогии, как правило, не совпадает с результатами натуры. При ведении подземных горных работ по контуру выработки формируются зоны опорного давления и разгрузки от нормальных нагрузок, а также зона опорного давления над выработанным пространством. Породы смещаются по нормали к слоям и параллельно (подвижки слоев) напластованию. Экспериментальными исследованиями установлено, что параметры указанных процессов зависит не столько от механических свойств пород, сколько от мощности слоев, которые подрабатываются и надрабатыватся горными работами. Природа образования осадочных месторождений такова, что мощности слоев изменяются в широких пределах как по толще, так по простиранию и падению этих пород.

Анализ результатов натурных измерений опусканий пород и дневной поверхности при подработке очистными работами показал, что кривые этих опусканий имеют *S*-образный вид и точка перегиба ее расположена, как правило, над выработанным пространством. (рис.1).

Выполнив графическое дифференцирование кривой опусканий, можно выделить четыре точки, в которых меняются углы наклона. Из них первые две точки расположены в массиве, две других точки – над выработанным пространством. Изменение углов наклона свидетельствует о неравномерности реакции со стороны подстилающих пород. Из анализа характера распределения опорного давления можно предположить, что реакция в массиве неравномерна. Следовательно, ее можно представить в виде двух площадей. Одна площадь имеет вид

трапеции, вторая – вид треугольника. Поэтому полагаем, что первые две точки являются центрами указанных фигур. Суммарная их площадь соответствует массе пород, которая зависает над массивом. При этих условиях максимум опорного давления располагается между 1 и 2 точками. Соотношение между расстоянием d_0 и a соответствует «золотой» пропорции.

Анализ кривых опусканий слоя породы или дневной поверхности показал, что при неполной его подработке, когда имеет место свободное опускание и над выработанным пространством отсутствует реакция (рис.1, позиция 1), кривая опусканий симметрична. При полной подработке (рис1, позиция 2) симметрия нарушается и над выработанным пространством углы наклона имеют точку 4. Она свидетельствует о наличии реакции по отношению к рассматриваемому слою со стороны нижележащих пород.

Полагаем, что эта точка является центром тяжести площади распределенной реакции, которую можно представить в виде треугольника или трапеции. Форма этой трапеции зависит от соотношения жесткости данного и нижележащего слоев пород. Соотношение расстояний соответствует «золотой» пропорции в зоне деформирования массива от границы очистных работ до середины кривой опусканий при неполной подработке слоев (l_{np}), когда реакция со стороны нижележащих пород отсутствует, и до середины кривой при полной подработке (l_p). В дальнейшем это расстояние l_{np} называется «предельным» полупролетом, а l_p – «расчетным» полупролетом. При всех прочих равных условиях «предельный» полупролет зависит от вынимаемой мощности пласта и способа управления кровлей. В общем виде это можно представить в виде функции $l_{np} = f(m, h_{сл} H, E, t, v)$. Его геометрический размер будет соответствовать значению $l_p = 1{,}5\ l_{np}$, и полного предельного полупролета $L_{np} = a + d_0 + l_{np}$.

В точке 3 кривизна изгиба слоя меняет знак. Логично предположить, что она является границей опорной зоны на уровне данного слоя (зоной нормальных нагрузок от массы подработанных пород). Сопоставление этих расстояний показало, что это соотношение соответствует «золотой» пропорции и выражается функцией вида $f_1 = 0{,}6\ L_{np}$.

Граница реакции в зоне опорного давления находится на расстоянии половины полного предельного полупролета, что соответствует точке, где изгибающий момент меняет знак $f_2 = 0{,}5\ L_{np}$.

При сооружении выработки в породах кровли с малой прочностью пород происходит отрыв пачки перпендикулярно напластованию за счет собственного веса. Породная пачка (слой) отделяется от массива и испытывает поперечный изгиб.

В монолитных породах отрыв пачки небольшой мощности происходит за счет изгибающего момента. Отслоившиеся пачки породы разрушаются вначале над серединой выработки от сжимающихся напряжений. Затем ее разрушение имеет место вблизи стенок выработки от растягивающихся напряжений. Процесс расслоения может распространяться вверх до определенной высоты. В конечном итоге над выработкой формируется свод естественного равновесия. Аналогичный механизм происходит и в породах почвы пласта.

При отходе очистных работ от разрезной печи процесс сдвижения пород происходит аналогично описанному выше механизму. При увеличении предельного пролета этот процесс распространяется по высоте (в надугольной толще) и глубине (породах почвы пласта). Толща пород расслаивается за счет собственной массы или изгибающего момента. Слои пород кровли опускаются, а слои пород кровли поднимаются. В начале процесса происходит свободное опускание или поднятие пород. Со временем или при увеличении пролета нижние слои могут разрушаться. Вышележащие слои опускаются на почву пласта или нижележащие слои. Над выработанным пространством образуются полости расслоения (полости «Вебера»). Их размеры по площади и высоте зависят, при всех прочих условиях, от вынимаемой мощности пласта и способа управления кровлей. В дальнейшем при определенном отрезке времени размеры полостей уменьшаются как по площади, так и по высоте.

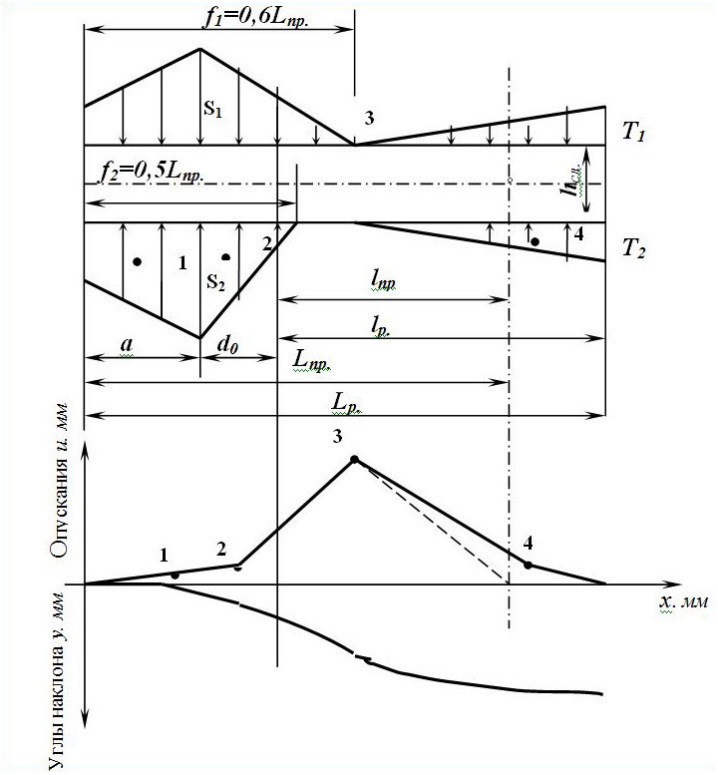


Рис. 1. Кривая опусканий и углов ее наклона слоя породы при его подработке

На основе анализа результатов натурных наблюдений за характером поведения массива и данных измерений величин конвергенции пород в горных выработках, моделирования и описанного выше механизма разработана теория сдвижения горного массива при подземной разработке осадочных месторождений. За основу данной теории приняты следующие положения:

1. Независимо от строения горного массива процесс сдвижения начинается с расслоения небольшой пачки пород под действием собственного веса при ослабленных контактах напластования. В монолитных породах расслоение происходит от поперечных сил или изгибающего момента, что подтверждается образованием свода естественного равновесия.

2. Каждый слой или пачка пород кровли и почвы представляет собой нежестко защемленную по контуру выработки тонкую плиту, которая нагружена неравномерной нагрузкой и реакцией от массы подработанных пород. Практически отношение мощности слоя к полному пролету (с учетом защемления) не превышает 20%. Это позволяет корректно представить рассчет таких плит как балок-полосок.

3. Гипотеза «эквивалентных» пролетов используется при обнажении зависающих над ними пород определенной массы, стороны которых имеют отношение между собой менее 1/3.

4. Местоположение характерных точек с расстоянием между ними равному «золотой» пропорции, в устойчивой строительной конструкции используется для установления закономерностей распределения нормальных нагрузок и реакций, что следует из основного закона природы.

5. В качестве модели принят пакет нежестко защемленных балок-полосок, загруженных неравномерной нагрузкой и реакцией, параметры которых зависят от природных факторов, технологических параметров и времени.

Согласно приведенным выше положениям разработан математический аппарат. Он позволяет устанавливать закономерность распределения нормальных нагрузок на каждый слой породы. На этой основе вычисляются параметры, характеризующие состояние пород во всей области сдвижения подрабатываемого и надрабатываемого породного массива. Для прогноза

состояния горного массива исходными (базовыми) данными является его строение согласно стратиграфическому разрезу разведочной скважины, расположенной вблизи рассматриваемой выработки.

Расчеты напряженно-деформированного состояния (НДС) пород для очистных выработок выполняются в следующей последовательности.

Вначале для каждой литологической разности пород определяются механические свойства, к которым относятся: модуль деформаций E (в массиве и над выработанным пространством), прочность пород перпендикулярно и параллельно напластованию R (на сжатие, растяжение, скалывание, отрыв). Их значения выражаются функцией зависимости от глубины залегания пород H, трещиноватости TRN, влажность W и времени T

$$E = f(H, W, NTR, V, T);$$

$$R = f(H, W, NTR, V, T).$$

Затем, начиная с первого слоя от разрабатываемого пласта и до границы зоны влияния или до земной поверхности, определяются геометрические параметры эпюр нагрузок. Для их вычисления пользуемся методом приближения снизу вверх (для надугольной толщи) и сверху вниз (для пород почвы пласта) для каждого слоя породы. В качестве граничных условий принимается величина свободного опускания слоя породы, зависящая от вынимаемой мощности пласта и способа управления кровлей, прочности пород на сжатие и отрыв по напластованию. После этого в направлении сверху вниз определяются нормальные нагрузки и реакции в характерных точках слоя при его подработке и надработке. Проверка правильности расчетов проводится по максимально возможной величине опусканий слоя породы. При полной подработке пласта и управлении кровлей полным обрушением величина опускания достигает 80% от вынимаемой мощности.

При известных параметрах распределения нормальной нагрузки и реакции, полученные эпюры интегрируются с последующей аппроксимацией рядом Фурье. Используя известные положения механики сплошной среды и граничные условия, получены выражения поперечных сил $Q_{(x)}$, изгибающих моментов $M_{(x)}$, углов наклона поперечных сечений слоя породы $\theta_{(x)}$, кривой изгиба слоя $Y_{(x)}$. Их значения позволяют оценивать напряженно-деформированное состояние пород каждого слоя в зоне влияния выработки

$$Q_{(x)} = \sum_{1}^{k} B_k \sin\left(\frac{k\pi}{L}x\right); \tag{1}$$

$$M_{(x)} = L\sum_{1}^{n} \frac{B_k}{k}\left(\sin\left(\frac{k\pi}{L}x\right) + \cos\left(\frac{k\pi}{L}x\right) - 1\right); \tag{2}$$

$$\theta c = \frac{2L^2}{\pi^2 f(K) I} \sum_{1}^{n} \frac{B_k}{k^2} \sin\frac{k\pi}{L}x. \tag{3}$$

Для непосредственной кровли

$$Yx = \frac{L^3}{\pi^3 f(K) I} \sum_{1}^{n} \frac{B_k}{k^3}\left(\cos\frac{k\pi}{2L}x - 1\right). \tag{4}$$

Для основной кровли

$$Yx = \frac{L^3}{\pi^3 f(K) I} \sum_1^n \frac{B_k}{k^3} (\cos \frac{k\pi}{L} x - 1). \quad (5)$$

Для почвы

$$Yx = \frac{L^3}{\pi^3 f(K) I} \sum_1^n \frac{B_k}{k^3} (\sin \frac{k\pi}{L} x + \cos \frac{k\pi}{L} x - 1). \quad (6)$$

Разработанный математический аппарат позволяет определять реальное значение нагрузки, которая формируется в массиве, и прогнозировать НДС пород в любой точке рассматриваемого слоя с учетом нормальных нагрузок, поперечных сил, изгибающих моментов и сил трения.

Геологические данные представляются в виде массивов, а угол падения пород – в виде простой переменной. К ней также относятся технологические параметры такие как: длина пролета лавы, вынимаемая мощность пласта, среднесуточная скорость подвигания забоя, сопротивление крепи, минимальная высота крепи, скорость подачи комбайна, расположение забоя по отношению к продольной оси штрека, параметры зоны ПГД от оставленного целика на выше-или нижележащих пластах. Кроме этого, в процессе моделирования изменяются способ управления кровли, расположение отрабатываемого столба по отношению к границам старых горных работ (одиночная лава или лава примыкает к выработанному пространству), влажность и трещиноватость пород.

Для прогноза НДС пород при поддержании подготовительной выработки к переменным исходным технологическим параметрам относятся: форма и размеры поперечного сечения выработки, расположение выработки по отношению к дневной поверхности, очистному забою, зонам ПГД и разгрузки. Учитывается сопротивление крепи, скорость подвигания очистного забоя, влияющая на условия поддержания выработки на сопряжении с лавой, наличие сопряжений двух смежных выработок. Кроме того, к переменным параметрам относятся влажность и трещиноватость пород, окружающих выработку, длительная прочность стенки, кровли или почвы выработки.

На основе описанного выше механизма сдвижения пород при сооружении выработки и ведения очистных работ разработан пакет программ к ПЭВМ. Для каждого слоя породы на печать выдаются параметры эпюр нагрузок, напряжения от изгибающего момента, поперечных сил и эквивалентные напряжения. Печатаются графики опусканий слоя породы по всей длине и ширине области сдвижения, смещения пород в направлении простирания или падения. Расчеты для очистных выработок выполняются с учетом времени и скорости подвигания забоя в двух направлениях: перпендикулярно и параллельно очистному забою.

Для подготовительных выработок расчеты выполняются вне зоны и в зоне влияния очистного забоя, зоне ПГД при наличии целиков, оставленных для охраны выработки. При этом учитывается время, прошедшее с момента проведения выработки.

Выводы. Таким образом, используя основные закономерности сдвижения горного массива при подземной разработке, протекающие в соответствии с основным законом природы «золотой» пропорции, разработана теория сдвижения и пакет программ к ПЭВМ. Это позволяет оперативно осуществлять прогноз состояния горного массива в любой точке выемочного массива и на этой основе принимать правильные технические решения.

УДК 622.261.27 © В.Г. Черватюк

ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПІДТРИМКИ ПОКРІВЛІ НА СПОЛУЧЕННЯХ ШТРЕК-ЛАВА В УМОВАХ НЕСТІЙКИХ ПОРІД

Описано механізм та встановлені закономірності основних геомеханічних параметрів підтримки покрівлі на сполученнях штрек-лава в умовах нестійких порід.

Описан механизм и установлены закономерности основных геомеханических параметров поддержания кровли на сопряжениях штрек-лава в условиях неустойчивых пород.

The mechanism is described and laws of the basic geomechanical parameters of maintenance of a roof on interfaces drift-horizon in conditions of unstable breeds are established.

Збільшення видобутку вугілля – головної енергетичної сировини України, неможливе без підвищення продуктивності праці у вугільній галузі, що, у першу чергу, визначається рівнем механізації виробничих процесів. Незважаючи на відносно високий ступінь механізації процесів видобутку вугілля з комплексно-механізованих лав, рівень важкої ручної праці на сполученнях «штрек-лава» залишається досить високим. Трудомісткість робіт на сполученнях досягає 50%, а тривалість виконання операцій, які пов'язані з заходами щодо охорони сполучень, складає 20-25% від загальної на видобувній ділянці. Крім того, сполучення лав з виймальними штреками є найбільш травмонебезпечними зонами ділянки очисних робіт. Понад 50% нещасних випадків, що не пов'язані з викидами і вибухами метану, відбуваються саме на сполученнях «штрек-лава», причому переважна більшість від обвалення покрівлі.

Промисловими підприємствами України виробляється низка кріплень, що дозволяють механізувати процес підтримки покрівлі на сполученнях штрек-лава і забезпечити безпеку роботи шахтарів. Однак характеристики цих кріплень адаптовані винятково до гірничо-геологічних і технологічних умов роботи шахт Центрального і Східного районів Донбасу. Спроби ж їхнього застосування в одному з основних районів видобутку енергетичного вугілля – Західному Донбасі – не дали позитивних результатів. Причина цього полягає в тому, що кріплення сполучень (КС), які випускаються, призначені для роботи у виробках прямокутного і трапецоїдного перерізів. Крім того, їхні силові характеристики не відповідають умовам роботи в породах III-ї і IV-ї категорій стійкості, зокрема особливостям геомеханіки масиву нестійких порід.

Аналіз стану питання охорони гірничих виробок у вугільних шахтах показав, що ефективну підтримку покрівлі на сполученнях лав з виймальними штреками в умовах Західного району Донбасу можна забезпечити тільки при використанні комбінованих способів і засобів підтримки покрівлі в штековій і лавовій частинах сполучення, параметри яких повинні випливати з результатів визначення особливостей формування напружено-деформованого стану в масиві нестійких порід.

Останнім часом, завдяки швидкому розвитку обчислювальної техніки, для вивчення геомеханічних процесів у складних системах широко застосовується математичне моделювання з розв'язанням задачі чисельними методами. При цьому найбільш оптимальним є побудова моделі на базі фундаментальних і окремих апробованих положень механіки гірських порід, вихідні дані і граничні умови до якої включають результати шахтних інструментальних спостережень. А швидкодія й обсяг пам'яті сучасних комп'ютерів, які забезпечують широке варіювання параметрами геомеханічної системи, дозволяють виконати, свого роду, обчислювальний експеримент.

Автором була розроблена методика експериментальних досліджень і математична модель поводження геотехнологічної системи «вуглепородний масив -сполучення штреку з лавою-охоронні конструкції», за допомогою яких встановлені особливості формування напружено-деформованого стану в масиві нестійких порід поблизу сполучень лав із виймальними штреками. Виконане обгрунтування принципів контролю геомеханічних процесів у системі

«масив-сполучення-охоронні конструкції» дозволило визначити раціональний комплекс методів, необхідних і достатніх для отримання потрібної інформації. Комплекс включає: методи ультразвукового (УЗ) каротажу і міжсвердловинного прозвучування, які дозволяють оцінити техногенну тріщинуватість масиву, пов'язану з формуванням напружено-деформованих зон поблизу сполучення; метод ударно-хвильової діагностики, який дозволяє встановити динаміку тиску на кріплення штреку; метод виміру конвергенції бокових порід штреку, що. доповнює інформацію, отриману геофізичними методами.

Для реалізації УЗ методу в шахтних умовах був модернізований дефектоскоп УК-14П і доукомплектований спеціальними свердловинними датчиками, які розроблені на базі конструкції сейсмоприймачів із пневматичним притиском від апаратури MDGB фірми «Prakla-Seismos GMbH». Ударно-хвильова діагностика стану системи «кріплення-массив» була виконана за методикою і за допомогою приладу «АВКІ», розроблених раніше в ІГТМ НАН України. Для вивчення геомеханічних процесів на шахтах «Павлоградська» і ім. Героїв Космосу було обладнано кілька спостережних станцій, що охоплюють усі можливі варіанти геологічних умов і технологій відпрацьовування .вугільних пластів у шахтах Західного району Донбасу. Методика шахтних експериментальних досліджень включала такі операції:

- визначення розмірів зон напружених деформацій у покрівлі лави, а також у покрівлі та боках штреку;
- оцінку концентрації напружень в аномальних зонах шляхом перерахування швидкостей УЗ хвиль у напруження по заздалегідь встановленим у лабораторних умовах тарувальним графікам;
- вимір конвергенції бокових порід і величини збільшення тиску на штрекове кріплення залежно від положення фронту очисних робіт.

Основні отримані результати експериментальних досліджень зводяться до наступного:

- вплив лави на характер і величину взаємодії в системі «штрекове кріплення-массив» виявляється в циліковій частини на відстані до 100 м, а при відпрацьованому суміжному стовбурі – до 80 м;
- максимальні зрушення порід у штреках відбуваються з боку діючої лави від моменту її підходу на відстань 10 м і до посадки покрівлі в лаві;
- коефіцієнт збільшення тиску на штрекове кріплення у зоні сполучення з лавою складає 1,5-2,0, причому максимального значення досягає на межі посадки покрівлі в лаві, тобто в 15-17 м від сполучення у бік відпрацьованої частини стовбура;
- вплив лави виявляється в зміщенні напрямку вектора максимального тиску на штрекове кріплення щодо вертикальної осі штреку з 0 до 30-45° у бік діючої лави;
- розміри зони розшарування порід у покрівлі виймальних штреків на сполученнях з лавою досягають: у циліковій частини 3,5-4,0 м, а в штреку, що закладено паралельно відпрацьованому стовбуру – 5,5-6,0 м.

Отримані результати дозволили зробити висновок, що максимально наближена до реальних умов математична модель обчислювального експерименту по вивченню поведінки геомеханічної системи на сполученні штреку з лавою повинна базуватися на наступних положеннях:

- породи приконтурної області масиву знаходяться в стані залишкової міцності (0,1-0,2 від межі міцності на стиснення);
- навантаження на кріплення сполучення визначають, в основному, маса області розшарованих порід покрівлі та частково боків штреку, а також, частково, наявність зони опорного тиску, що провокується фронтом очисних робіт.

Напружено-деформований стан гірських порід і елементів охоронних конструкцій були описані співвідношеннями деформаційної теорії пластичності, яка базується на наступних гіпотезах:

- середня нормальна деформація ε_0 пропорційна середньому нормальному напруженню σ_0, причому коефіцієнт пропорційності дорівнює потроєному модулю пружної об'ємної деформації K

$$\sigma_0 = 3K\varepsilon_0, \tag{1}$$

- девізтори напружень D_σ і деформацій $D\varepsilon$ збігаються з точністю до деякого множника

$$D_\sigma = \Psi D\varepsilon, \tag{2}$$

- інтенсивність напружень σ_i для кожного матеріалу є цілком визначеною і незалежною від виду напруженого стану функцією інтенсивності деформацій ε_i

$$\sigma_i = \Phi(\varepsilon_i), \tag{3}$$

причому

$$\Psi = \frac{2}{3} \cdot \frac{\Phi(\varepsilon_i)}{\varepsilon_i}. \tag{4}$$

Тут функція $\Phi(\varepsilon_i)$ описує криву деформування порід. У нашому випадку прийнята білінійна діаграма деформування. Схема моделі наведена на рис.

Розрахункова область Ω породного масиву мала форму прямокутного паралелепіпеда і була обмежена площинами:

$x_1 = -15{,}0$м, $+40{,}0$ м; $x_2 = -12{,}0$м, $+32{,}0$ м; $x_3 = -33{,}6$м $+72{,}8$ м

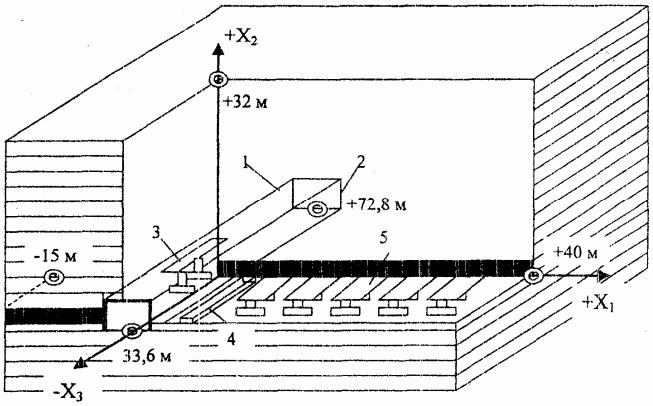


Рис. Схема до математичної моделі: 1 – виймальний штрек; 2 – штрекове кріплення; 3 – кріплення сполучення; 4 – охоронна смуга; 5 – лава і лавове кріплення

Розміри області Ω, що складається з 44-х породних шарів завтовшки 1 м, вибирали з міркувань коректності формулювання граничних умов. На верхній грані області Ω задавали граничні умови, що враховують вагу лежачих вище порід:

$$\sigma_n = -\gamma H; \ \tau = 0, \tag{5}$$

де σ_n, τ – нормальна і дотична складові вектора напружень; γ – середня об'ємна вага лежачих вище порід; H – відстань від межі області Ω до денної поверхні.

На інших гранях задавали граничні умови:

$$U_n = 0; \ \tau = 0, \tag{6}$$

де U_n – нормальна складова вектора переміщень.

Граничні умови на контурі штреку:

$$\sigma_n = -q; \ \tau = 0, \tag{7}$$

де q – питома величина реакції кріплення.

На поверхні розділу породних шарів задавали умови повного зчеплення n-го (один штрих) і $(n + 1)$-го (два штрихи) шарів:

$$u' = u'' u'. \qquad (8)$$

Компоненти початкових напружень визначали відповідно до гіпотези О.М. Дінника. В цілому вирішення задачі звелося до визначення полів переміщень, деформацій і напружень, що задовольняють в області Ω рівнянням рівноваги, співвідношенням Коші, а також виразам (1)-(8).

Для чисельного розв'язання задачі в роботі використано метод кінцевих елементів. При проведенні розрахунків кінцево-елементна модель була побудована з 36239 вузлів і 68550 елементів у вигляді трикутної призми. Максимальний розмір поперечного перерізу елемента склав 4 м (у зоні завалених порід), середній розмір – 1 м, а мінімальний – 0,2 м (поблизу сполучення). Максимальний крок кінцево-елементної сітки уздовж горизонтальної' осі штреку склав 8 м, а мінімальний – 0,8 м (поблизу сполучення).

Виходячи з даних експериментальних досліджень, за критеріальний параметр кількісної оцінки ефективності використання різних варіантів ^хорони сполучень штрек-лава в моделі прийнято величину погонної (на одиницю довжини штреку) маси розшарованих порід покрівлі. При виконанні обчислювального експерименту моделювали поведінку наступної системи; шаруватий масив (потужність шарів 1 м) із середньою щільністю порід (аргілітів, алевролітів і пісковиків) 2300 кг/м^3 і вугілля марки ДГ щільністю 1300 кг/м^3, порушений сполученням штрек-лава на глибині 265 м. При цьому штрек був закріплений арковим податовим кріпленням опором 0,15 МН із кроком установки — 0,8 м, лава обладнана механізованим кріпленням з винесенням голівки приводів устаткування на штрек, а лавова частина за комплексом охоронялася шляхом викладення на відстані 1 м від штреку смуги шириною 2 м з матеріалу міцністю 5-6 МПа. Безпосередньо сполучення штрек-лава підтримувалося двохрамним механізованим кріпленням сполучення (КС). Дня оптимізації параметрів способу і засобів охорони сполучень варіювали: опором КС, його положенням щодо вертикальної осі штреку, відстанню між рамами КС. У результаті моделювання встановлено наступне:

– зона впливу сполучення і способів його охорони на стан порід штреку розташована в інтервалі між відмітками (+4)-(–7) м, якщо за нульову відмітку прийняти куток сполучення;

– поза цією зоною кріплення сполучення не суттєво впливає на величину конвергенції порід штреку;

– у покрівлі штреку утворюється зона розтяжних напружень, які призводять до локального розшарування й обвалення порід, тому параметри способів і засобів охорони сполучень повинні задовольняти, в основному, вимогам запобігання процесів вивалоутворення;

– зміна положення КС щодо вертикальної осі штреку (параметр *B'),* у можливому діапазоні варіацій, призводить до коливань погонної маси розшарованих порід (параметр *M)* в інтервалі 7-18 т/м, причому мінімум *M* відповідає значенню $B' = 1$ м (у бік діючої лави);

– збільшення опору рами КС з 0,4 до 1,2 МН не істотно впливає на величину параметра *M,* при цьому оптимальне значення опору складає 0,8 МН;

– зміна відстані між рамами КС (параметр *A*), у можливому діапазоні варіювання, призводить до зміни параметра *M* на 50-300%, при цьому мінімальному значенню М відповідає $A = 0{,}5$ м.

На базі отриманих результатів теоретичних і експериментальних досліджень виконано геомеханічне і технологічне обґрунтування параметрів способу і засобів охорони сполучень лав із виймальними штреками для умов нестійких порід. Отримані уявлення про геомеханічні процеси дозволяють стверджувати, що в умовах слабких нестійких порід, які характерні для шахт Західного району Донбасу, ефективна охорона сполучень лав з виймальними штреками можлива тільки при використанні комбінованого способу підтримки покрівлі. Спосіб включає: механізоване кріплення сполучень у штрековій частині; зведення охоронних конструкцій у лавовій зоні сполучення; керування довжиною породних консолей, що зависають над штреком і сполученням, наприклад, шляхом спрямованого вибуху закладених у покрівлі зарядів; зміцнення покрівлі з використанням анкерного й анкерно-стяжного кріплення; застосування механізованого кріплення сполучення в його лавовій зоні.

УДК 622.8331.322

© А.В. Агафонов,
Н.Н. Фабричный

К РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРИЕМОВ СНИЖЕНИЯ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА ПУТЕМ ОБРАЗОВАНИЯ РАЗГРУЗОЧНЫХ ПАЗОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЫСОКОНАПОРНЫХ ВОДЯНЫХ СТРУЙ

Досліджені закономірності руйнування гірських порід високонапірними водяними струменями з метою зниження викидонебезпечності розроблювальних вугільних пластів. Запропоновані раціональні параметри способу утворення розвантажувальних щілин, пазів і порожнин з використанням високонапірних водяних струменів і описані технічні засоби для його реалізації.

Исследованы закономерности разрушения горных пород высоконапорными водяными струями с целью снижения выбросоопасности разрабатываемых угольных пластов. Предложены рациональные параметры способа образования разгрузочных щелей, пазов и полостей с использованием высоконапорных водяных струй и описаны технические средства для его реализации.

Conformities to the law of destruction of mountain breeds by high-pressure aquatic streams with the purpose of decline of the outburst-safety developed coal layers are explored. The rational parameters of method of formation of unloading cracks, slots and cavities are offered with the use of high-pressure aquatic streams and technical means for his realization are described.

Современное состояние проблемы внезапных выбросов угля, породы и газа говорит о первоочередной необходимости разработки более совершенных научно-технических решений по предотвращению этих явлений при проведении подготовительных выработок, в которых они наиболее распространены и многочисленны.

В настоящее время существуют достаточно надежные способы предотвращения внезапных выбросов на основе щелевой разгрузки и гидрорыхления пластов. Однако низкий уровень технологического и технического обеспечения этих способов приводит к значительным непроизводительным затратам труда и времени на их реализацию, что на 40-60% снижает темпы проведения подготовительных выработок.

Положительный опыт применения гидродинамического разрушения горных пород и материалов высоконапорными струями воды для добычи полезных ископаемых [1-3] позволяет рассматривать этот способ разрушения как перспективный для разработки на его основе технологий устранения выбросоопасности путем образования разгрузочных пазов, щелей и полостей в углепородном массиве струями воды высокого давления и гидрорыхления угольных пластов через вмещающие породы.

Наиболее опасным, с точки зрения возникновения внезапных выбросов, этапом является образование скважин в силу высокой интенсивности разрушения угля тонкими высоконапорными струями. Исходя из принципов предотвращения проявлений газодинамической активности пластов на основе управления процессом высвобождения энергии горного массива при технологическом воздействии, определяющими факторами интенсивности такого воздействия являются величина площади обнажения пласта, глубина и скорость внедрения исполнительного органа, с увеличением которых частота и интенсивность выбросов возрастают. Поэтому в целях снижения опасности возникновения этих явлений в процессе образования скважин, диаметр их должен быть, по возможности, минимальным.

При образовании скважин с подачей исполнительного органа вслед за подвиганием забоя, разрушение угля может происходить с максимальной скоростью, если исполнительный орган (насадка) находится вблизи забоя скважины и, следовательно, разрушение производится начальным участком струи или с меньшей скоростью, если расстояние между насадкой и забоем больше длины начального участка струи.

Из рассмотрения структуры и характера изменения гидродинамических параметров струи следует, что по мере удаления от насадки вследствие распада струи и увеличения ее диаметра, осевое давление и скорость струи убывают пропорционально отношению $\frac{l_н}{l_0}$ ($l_н$ и l_0 – соответственно начальное и заданное расстояния от насадки). Совершенно очевидно, что с уменьшением указанных силовых параметров струи снижается ее разрушающая способность, в частности, скорость подвигания поверхности разрушения вглубь массива, то есть скорость разрушения, предопределяющая, в конечном счете, необходимое время воздействия струи на массив и технологию образования скважинообразных и щелевидных полостей. С учетом параметров струи и крепости разрушаемого материала, необходимую продолжительность воздействия струи можно определить через удельное время τ, достаточное для выполнения работы A по разрушению угля и пород на некоторую глубину Δl при мощности струи N на заданном расстоянии от насадки l_0, из соотношения:

$$\tau_{(\Delta l)} = \frac{A}{N}. \tag{1}$$

Работа разрушения выражается формулой:

$$A = P \cdot g \cdot S \cdot \Delta l \cdot f \text{ , Дж}, \tag{2}$$

где P – осевое давление струи на контакте с разрушаемым материалом, МПа;
g – ускорение силы тяжести, м/с^2;
S – площадь поверхности разрушения, м^2;
Δl – глубина разрушения, м;
f – коэффициент крепости по шкале Протодьяконова.

Мощность струи определяется выражением:

$$N = \frac{HQ\gamma}{60}, \tag{3}$$

где H – давление, мм вод. ст.;
Q – расход воды через насадку, м^3/с;
γ – объемный вес воды, кгс/м^3;
60 – коэффициент размерности.

Вычислив из (1) продолжительность образования скважинообразной полости на глубину Δl на заданном расстоянии от насадки l_0 при соответствующем давлении струи на этом расстоянии, нетрудно определить и скорость разрушения v_p на этом же расстоянии:

$$v_{p(l_0)} = \frac{\Delta l}{\tau}. \tag{4}$$

Результаты расчетов по (1) и (4) с учетом (2) и (3) для условий образования скважинообразной полости в пределах длины начального участка струи $l_н$ при:

$P = P_0 = 30$ МПа ; $Q = 17 \cdot 10^{-4}$ м^3/с; $\Delta l = 0{,}05$ м; $\gamma = 1000$ кгс/м^3; $g = 9{,}81$ м/с^2 приведены в таблице.

Таблица

Данные расчета удельного времени действия струи τ на начальном участке разрушения горных пород v_p

Наименование пород	f	A, Дж	N, Дж/с	τ, с	v_p, м/с
Уголь	0,8	171,6	86,7	1,98	0,025
Уголь	1,0	214,6	86,7	2,50	0,020
Уголь	1,5	331,8	86,7	3,71	0,013
Уголь	2,0	429,1	86,7	4,93	0,010
Сланец глинистый	4,0	858,2	86,7	9,76	0,005
Сланец песчанистый	6,0	1287,3	86,7	14,85	0,003
Песчаник	8,0	1716,4	86,7	19,80	0,0025
Известняк	10,0	2145,6	86,7	24,75	0,002

Из таблицы следует, что с увеличением крепости углей и пород работа их разрушения возрастает, но поскольку мощность струи на начальном участке постоянна, то возрастает и время τ, в течение которого это разрушение происходит, а, следовательно, скорость разрушения падает.

Обобщенные зависимости изменения τ и v_p на начальном участке струи и по мере удаления от насадки приведены на рис. 1, 2.

Таким образом, максимальные скорости разрушения углей и пород и минимальные величины удельного времени разрушения имеют место, когда разрушаемая поверхность, то есть забой полости находится вблизи насадки и не выходит за пределы начального участка струи. Отсюда следует, что с целью использования максимального разрушающего действия струи, насадка должна находиться от забоя образуемой полости на расстоянии, не превышающем длину начального участка струи, и двигаться вслед за перемещающимся забоем со скоростью его подвигания.

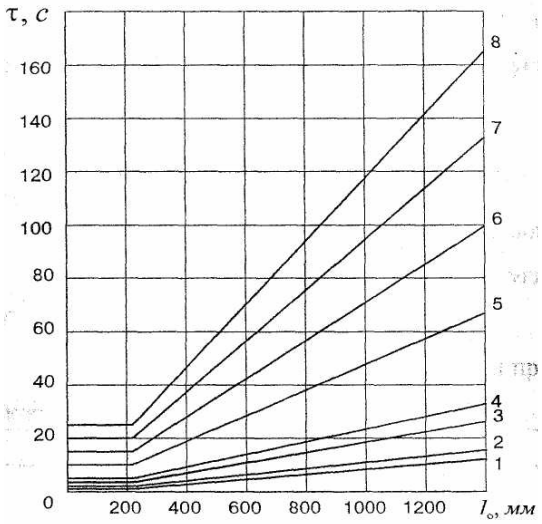


Рис. 1. Изменение удельного времени (длительности) разрушения τ горных пород различной крепости f в зависимости от расстояния от насадки l_0:
1-4: при f углей 0,8; 1,0; 1,5; и 2,0; 5-8: при f пород 4, 6, 8, 10

Такая технология приемлема при образовании скважино-образных полостей, когда исполнительный орган, состоящий из одной или нескольких насадок может располагаться в полости. Для образования же щелевидных полостей, например, пазов, насадка должна перемещаться вдоль щели (паза), но подавать ее непосредственно в эти полости из-за ограниченности их размеров, не представляется возможным. В этом случае щель может образовываться путем возвратно-поступательного движения насадки за один или несколько проходов, а максимальная глубина щели при этом будет определяться предельной дальностью разрушающего действия струи

$l_{0\ пр}$.

При образовании пазов и щелей на глубину l_0 за один проход насадки скорость подачи v_n не должна превышать скорости разрушения угля или породы на этой глубине:

$$v_n \le v_{p\,(l_0)}. \tag{5}$$

В противном случае (при $v_n > v_{p\,(l_0)}$), струя не успевает образовать щель или паз на требуемую глубину. Действительно, если при крепости угля, например f = 0,8, необходимо образовать щель (паз) на глубину l_0 =1000 мм, где скорость разрушения v_p = 5 мм/с (рис. 2), а скорость подачи насадки принята v_n = 7 мм/с, что соответствует скорости разрушения этого угля на расстоянии l_0 = 800 мм от насадки, то фактическая глубина паза и будет равна этой величине, а не 1000 мм, как требовалось.

Согласно условию (5), нами получены эмпирические выражения для определения скорости подачи насадки в зависимости от коэффициента крепости f угля или породы и заданной глубины разрушения l_0 (то есть глубины щели $h_{щ}$ или скважины $h_{скв}$):

$$v_{n(l_0)} = \frac{0{,}004}{f l_0}, \tag{6}$$

а при разрушении в пределах начального участка струи – только коэффициент f:

$$v_{n(l_н)} = \frac{0{,}019}{f}.$$

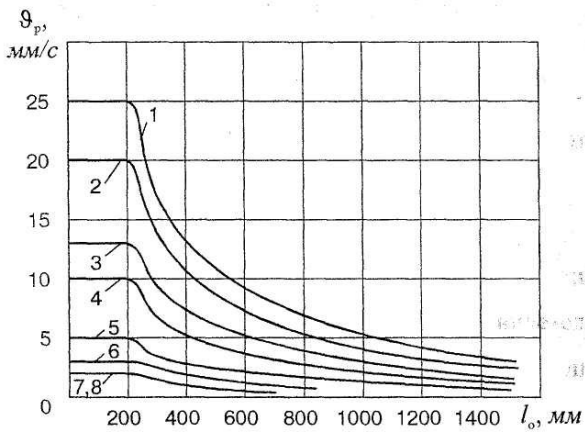


Рис. 2. Изменение скорости разрушения v_p углей и пород при различной крепости (f) в зависимости от расстояния от насадки l_0: 1 – 4: при f углей 0,8; 1,0; 1,5; и 2,0; 5 – 8: при f пород 4, 6, 8, 10

Сопоставление расчетных значений v_n при различных глубинах разрушения l_0 с величинами v_p на этих же глубинах, показанное на рис. 3, свидетельствует о том, что ни в одном случае, скорость подачи не превышает скорости разрушения ($v_n / v_p \le 1$), то есть условие (5) выполняется, а, следовательно, выражение (6) приемлемо для инженерных расчетов. Подставляя в него вместо l_0 предельные значения дальности разрушающего действия струи, определим необходимую скорость подачи насадки для обеспечения разрушения на этих расстояниях. Как показали расчеты, скорость подачи насадки на предельных дальностях действия струи для всех углей и пород, несмотря на различную их крепость, одинаковая и составляет 0,003 м/с.

В целом, анализ полученных зависимостей параметров струи и их гидродинамических характеристик от влияющих факторов показывает, что на эффективность гидроразрушения пород указанные факторы влияют не самостоятельно, а совместно и поэтому их следует рассматривать в совокупности. Используя методы подобия и графоаналитических построений,

связь между параметрами гидроразрушения можно представить неявной функцией в безразмерном виде:

$$\frac{h_{щ}}{d_0} = \varphi\left(\frac{P_0}{kf}; \frac{v_n}{v_0}\right).$$

Рассмотрение максимально достигаемых глубин с точки зрения практической значимости их для обеспечения безопасности выемки угля и породы в забое выработки на технологическую глубину (например, ширину заходки), составляющую не менее 0,4 м, показывает, что гидровымывание щелей в породах крепостью более 2 у.е. нецелесообразно, так как глубина щели при этом составит не более 0,2 м, что в 2 раза меньше минимальной технологической глубины выемки за цикл проходки.

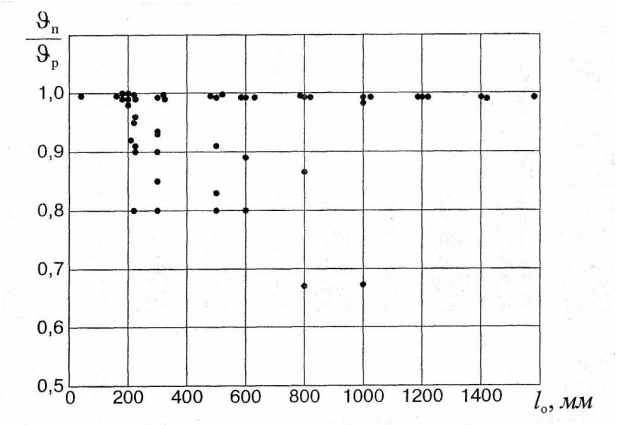


Рис. 3. Сопоставление расчетной скорости подачи насадки v_n и скорости разрушения углей и пород v_p при различной крепости f и глубинах l_0

Практический интерес представляют и затраты времени, необходимого для гидровымывания скважинообразных и щелевидных полостей, которое, в целом, зависит от технологии образования этих полостей и прочностных характеристик пород, предопределяющих скорость их гидроразрушения.

Наиболее опасным с точки зрения возникновения внезапных выбросов этапом образования пазов, является предварительное гидровымывание скважин в силу высокой интенсивности разрушения угля тонкими высоконапорными струями. Исходя из концепции и принципов предотвращения проявлений газодинамической активности пластов на основе управления процессом высвобождения энергии горного массива при технологическом воздействии, определяющими факторами интенсивности такого воздействия являются величина площади обнажения пласта, глубина и скорость внедрения исполнительного органа, с увеличением которых частота и интенсивность выбросов возрастают. Поэтому, в целях снижения опасности этих явлений в процессе вымывания скважин, диаметр их должен быть по возможности минимальным и не превышать 80 мм, но с учетом конструкторской проработки гидроразрушающего исполнительного органа их диаметр может быть увеличен до 120-150 мм.

Установленная закономерность уменьшения глубины разрушающего действия струи с увеличением скорости перемещения по забою позволяет ограничивать глубину вымывания скважины, то есть снятия «стружки» за один проход струи даже при максимальной ее разрушающей способности вблизи насадки за счет придания ей определенной скорости вращения. Если при механическом бурении скважин величина снимаемой «стружки» за один оборот коронки предопределяется высотой резцов и составляет не более 10 мм, то чтобы уменьшить глубину вымывания угля за один оборот насадки хотя бы до указанной величины «стружки», снимаемой буровой коронкой, при исходных параметрах P_0 = 30 МПа, f = 0,8 у.е., скорость перемещения струи v_n по окружности скважины должна составлять порядка 0,5 м/с. Тогда количество оборотов n исполнительного органа, определяемое по формуле:

$$n = \frac{60 \cdot v_n}{2\pi R}, \text{ об/мин},$$

при радиусах скважин R = 0,05 – 0,07 м и крепости углей f = 0,8-2,0 у.е. составляет от 100

до 25 об/мин. Для упрощения расчета скорости вращения исполнительного органа в зависимости от крепости угля f, радиуса скважины R и заданной глубины разрушения (величины «стружки») h за один оборот, можно воспользоваться следующим выражением:

$$n = \frac{0{,}038}{fRh}, \text{ об/мин.}$$

Скорость подачи исполнительного органа $v_{под}$ в указанном диапазоне изменения скоростей его вращения может изменяться от 0,3 до 1,0 м/мин. Следовательно, в технических требованиях на установку для образования разгрузочных пазов необходимо предусмотреть возможность регулирования скорости вращения исполнительного органа в пределах 0-100 об/мин и скорости подачи от 0-1,0 м/мин.

Разработанные параметры и технология способа образования разгрузочных пазов струями воды высокого давления составили основу предложений для технического задания на создание установки для осуществления этого способа. Схематически установка для образования разгрузочных пазов в выработке показана на рис. 4.

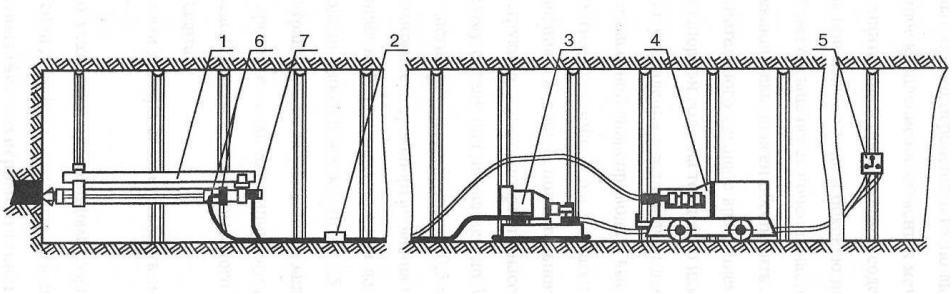


Рис. 4. Установка для образования разгрузочных пазов: 1 – навесной исполнительный орган с гидроприводом; 2 – переключатель высоконапорной воды и подачи исполнительного органа; 3 – станция насосная гидропривода; 4 – высоконапорный насос; 5 – пульт управления; 6 – рукава для подвода высоконапорной воды; 7 – рукава маслосистемы

Опытно-промышленные испытания параметров и технологии гидровымывания разгрузочных пазов были проведены в транспортном штреке 1-й западной лавы гор. 1012 м пласта m_3 на шахте им. В.М. Бажанова ПО «Макеевуголь» и в людском ходке западного уклона по пласту h_7 гор. 764 м на шахте им. А.М. Горького ПО «Донецкуголь».

Экспериментальные работы подтвердили надежность технологии образования разгрузочных пазов с требуемыми параметрами путем вымывания их тонкими высоконапорными струями.

Применение установки для образования разгрузочных пазов, по нашим оценкам, позволит снизить на 70% трудоемкость образования разгрузочных пазов и повысить в 1,3 раза темпы проведения подготовительных выработок.

Для условий проведения подготовительных выработок большого сечения на особо выбросоопасных пластах разработан способ [4, 5] двухстадийного их проведения с опережающей проходкой породной части забоя и последующим расширением выработки до проектного сечения. Сущность способа заключается в том, что с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа в подготовительных выработках проведение их осуществляется в два этапа. Первоначально над угольным пластом в породах кровли проводится опережающая (разгрузочная) выработка уменьшенного сечения с оставлением между пластом и подошвой выработки предохранительного породного слоя. Под воздействием этой выработки происходит разгрузка и дегазация пласта, что приводит к устранению его выбросоопасности без применения специальных противовыбросных мероприятий. На втором этапе производится расширение выработки до проектного сечения с выемкой угольного пласта и предохранительного породного слоя уже в безопасных условиях.

Результаты исследований, полученные в данной работе включены в «Инструкцию по безопасному ведению горных работ на пластах, опасным по внезапным выбросам угля, породы и газа» [6], «Руководство по применению способа двухстадийного проведения выработок по особо выбросоопасным пластам», Технические задания на создание «Установки навесной для образования разгрузочных пазов УНР» и «Установки гидропескоструйной УП», а технологии образования разгрузочных пазов в угольных пластах и щелей во вмещающих породах включены в инструкции по эксплуатации этих установок.

Список литературы

1. Кодинцов А.Я. Проведение подготовительных выработок с применением гидромеханизации. – Донецк: Донбасс, 1976. – 320 с.

2. Кузьмич И.А., Рудберг М.И. Гидромеханический способ разрушения угля и горных пород //Гидромеханизация в народном хозяйстве СССР. – М., 1977. – С. 23-34.

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

4. А.С. 1763676, СССР. Способ проведения горных выработок по выбросоопасным угольным пластам /В.Е. Зейденварг, Л.А. Вайнштейн, В.С. Маевский, А.В. Агафонов и др. Опубл. в Б.И. №35, 1992.

5. Технология двухстадийного проведения выработок по выбросоопасным угольным пластам /Вайнштейн Л.А., Агафонов А.В., Фридман И.С. и др. //Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: Научн. сообщ. ИГД. им. А.А. Скочинского. – М., 1992. – С. 130-134.

6. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасным по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М., 1989. – 192 с.

Andrzej KROWIAK. Krzysztof STAŃCZYK. Marek BIENIECKI
Central Mining Institute. Katowice. Pl.Gwarków 1. Poland
a.krowiak@gig.katowice.pl. k.stanczyk@gig.katowice.pl. m.bieniecki@gig.katowice.pl

MODEL OF LIMITING COST CALCULATION OF BIOCOMPONENT ACQUIREMENT FOR FUEL MIXTURES WITH HARD COAL SHARE USED IN POWER ENGINEERING

Introduction

Power engineering and industry more and more often applies fuel mixtures in processes of combustion for power generation. in which hard coal is basic fuel and a biomass is an addition. Interesting and in the light of legal regulations necessary is also utilization of biomass obtained from raising energy plants of power industry importance in production of fuel mixtures. An addition of biomass is targeted at limitation of quantity of coal used and simultaneously at limitation of heavy impact onto environment. Co-combustion of biomass demands solution of many problems connected with its large volume and content of moisture.

Storing of biomass is serious challenge also. considering a danger of temperature increase inside a pile and chemical reactions occurring there. Each time. for accounting aims. it is necessary to study and implement measuring procedures of an amount and value of burned biomass. Tests conducted proved that in the case of grate boilers for biomass co-combustion with hard coal up to ca. 20 % of energy part of biomass in total stream of energy fuel feed to the boiler. any constructional changes are not necessary within existing objects.

Apart from ecological and technological aspects of fuel mixture preparation very important becomes the economic effect. i.e. indication of the cost profitability limit of such fuel mixtures use. For the purposes of the present article two notions were introduced:

The acquirement cost is defined as the summary cost of purchase, transport and preparation of the component for combustion.

The limiting costs are defined as the sum of the cost of acquirement of 1 Mg of component for energy mixtures. When calculating the costs not only the cost of biocomponent acquirement is taken into consideration. but also the deviations from unit payments for environment use, resulting from energy mixture combustion in relation only to coal combustion. as well as economic effects resulting from the possibility of carbon dioxide emission trade. Directives of European Union allow trade of carbon dioxide emissions (resale of emission limits). It is assumed that at burning of biomass a balance of CO_2 emission equals zero. because carbon dioxide emitted at its burning is absorbed by plants standing later for a component of fuel mixture. Starting from this assumption. at burning of fuel mixture including biocomponents. we diminish emission of carbon dioxide balance standing for the basis of calculation of resulting emission. This difference in size of emission we can put out for sale.

The limiting cost determines the maximum cost of component acquirement that can be incurred in order to gain an economic effect equal to 0 when burning a fuel mixture with hard coal and biocomponent share.

The present article describes a mathematical model of limiting cost calculation for different biocomponents included in fuel mixtures with coal share. Moreover, exemplary results of calculations carried out on the basis of this model were presented.

General model description

The subject of elaboration was a mathematical model allowing multi-variant calculation of limiting costs for various ranges of changes of input data and different types of fuel mixtures. The model input variables constitute:

- chemical composition of fuel mixture components (including: hard coal), with regard to the content of: coal, hydrogen, sulphur, oxygen and ash in a dry state;
- moisture levels of biocomponents – with the assumed scale of calculation accuracy;

- biomass and hard coal proportions in the fuel mixture;
- basic technical and operational data of the industrial boiler;
- amount of payments for pollution emissions into the atmosphere (dust, carbon dioxide, carbon monoxide, nitric oxides, sulphur oxides);
- cost of hard coal acquirement;
- transaction prices in carbon dioxide emission trade.

On the basis of input data, in the model sequentionally are calculated:

- balances of basic chemical elements in biocomponents, depending on the moisture content and resulting calorific value of the component at the given moisture level;
- calorific values in the working state of 1 Mg of fuel mixtures for: different fuel mixtures, different biocomponent moisture level and different proportions of biocomponents and hard coal contents in the fuel mixture;
- watt-hour efficiencies of the industrial boiler for various biocomponent moisture levels and different biocomponent and hard coal contents in the fuel mixture;
- quantity of effective energy gained at the outlet of the industrial boiler obtained from the combustion of 1 Mg of fuel mixture, with regard to: different biocomponent moisture levels and different proportions of biocomponents and hard coal content in the fuel mixture;
- quantity of pollution emissions of dust, coal monoxide, nitric oxides and sulphur oxides converted per 1 Mg of burned fuel mixture and 1 GJ of effective energy with regard to: different biocomponent moisture levels and different proportions of biocomponent and hard coal contents in the fuel biocomponent;
- amount of payments for pollution emissions arising during the combustion of 1 Mg of fuel mixture and converted per 1 GJ of effective energy with regard to: different biocomponent moisture levels and different proportions of biocomponent and hard coal contents in the fuel mixture;
- limiting costs of 1 Mg of biocomponent acquirement depending on: biocomponent moisture, different proportions of biocomponent and hard coal contents in the fuel mixture, different level of transaction prices in the carbon dioxide emission trade;
- percentage relations of biocomponent acquirement cost to coal acquirement costs depending on: biocomponent moisture, various proportions of biocomponents and hard coal contents in the fuel mixture, different levels and transaction prices in carbon dioxide emission trade.

In order to illustrate the principles of model operation, simulation analyses for specific input data were carried out:

- for analyses the following biocomponents were adopted: straw, Miscanthus giganteus, beech wood, Petemi mallow, sludges I and sludges II;
- the analyses were carried out for the biocomponent share in the fuel mixture within the interval from 0% to 20%, with the scale every 1%;
- the analyses were carried out for biocomoponent moisture from the interval 0% to 60%, with the scale every 10%;
- the payments for pollution emissions were adopted at the level: NO_x – 0.110526 euro/kg, SO_2 – 0.436842 euro/kg, CO – 0.028947 euro/kg, CO_2 – 0.0000605 euro/kg, dust – 0.073684 euro/kg, the convertion rate being 1 euro = 3.8 Polish zlotys;
- transaction prices of carbon dioxide emission sale were adopted at the levels: spot price(current) – 6.5 euro/Mg and future price(from 1st January 2008) – 17.25 euro/Mg;
- the formation of prices of hard coal with given parameters within the interval from 31.58 to 57.89 euro/Mg with the scale every 2.3 euro/Mg was adopted.

DETAILED CALCULATION MODEL

Fuel mixture calorific value

Calculations of mass constitution of individual biomass components were conducted according to the following formula:

$$P^r = P^s \times (100\text{-}Wc)/100$$

where:

P^r- content of ash. carbon. hydrogen. sulphur. oxygen in a working state [%];

P^s- content of ash. carbon. hydrogen. sulphur. oxygen in a dry state [%];

Wc - content of moisture in the working state [% fuel];

The calorific value of coal and biomass is determined by the Dulong formula [3]

$$Wd = 32\ 800 \times c + 120040 \times (h\text{-}o/8) + 9\ 2360 \times s - 2\ 500 \times w_c \text{ [kJ/kg]}$$

where:

c. h. o. s. w_c - content (weight in weight concentration) of coal (c). hydrogen (h). oxygen (o). sulfur (s) and total moisture (W_c) in coal/biomass. kg/kg. respectively

Boiler technical efficiency

Thermal gross efficiency of boiler can be determined with the use of direct method. where measurements are conducted of streams of energy produced and delivered to a boiler. Or with the use of an indirect method. in which measurements are conducted which enables determining of individual thermal losses. and efficiency of the boiler is determined from the following formula ([1]. [2]):

$$\eta = 100 - S_w - S_{ż} - S_n - S_{ch} - S_p - S_{ot}$$

where:

S_w – discharge loss [%];

$S_{ż}$ – underburning loss in a slag. booster and fly ash [%];

S_n – incomplete burning loss [%];

S_{ch} – heat loss in cooling water [%];

S_p – heat loss in physical heat of a slag. fly ash. flue dust [%];

S_{ot} – heat losses to surrounding [%];

From the point of view of boiler thermal gross efficiency value. the discharge and underburning losses are essential. Remaining losses are contained within 2-3 % and are insignificant for a replacement picture of portion of coal with biomass. Therefore. in further calculations. only the values of losses recognized as significant were taken under consideration. Introductory calculations of heat losses conducted for nominal thermal efficiency of typical grate boiler (80.0 %) at assumed parameters of flue air. their both nominal and optimal values. demonstrated that the sum of heat losses in cooling water. from incomplete burning. to surrounding. and in physical heat of slag and fly ash is 2.46%. Within an assumed methodology of calculations of biomass influence onto boiler efficiency. it was assumed that its change is a result of changes dependent from elemental composition as well as ash content of biomass in relation to this part of coal. which was replaced.

In the paper. it was assumed that a grate boiler undergoes analysis. for which both incoming fuel and blast air is not preheated. In such case. discharge heat loss is calculated from the equation:

$$S_w = (Vs_s \times Cp_s + Vw \times Cp_w) \times (t_s - t_o) \times 100/Wd \text{ [\%]}$$

where:

Vs_s – dry flue gas volume recalculated for normal conditions (273 K and 1013 kPa) [m^3/kg];

Cp_s – average specific heat of dry flue gas at a constant pressure in a range ($t_s - t_o$). recalculated for normal conditions [kJ/($m^3 \times$°K)];

Vw – steam volume in flue air recalculated for normal conditions. m^3/kg;

Cp_w – average specific heat of steam at constant pressure in a range ($t_s - t_o$). recalculated for normal conditions [kJ/($m^3 \times$°K)];

t_s – temperature of flue gas behind last heated surface of boiler [°K];

t_o – temperature of air feed to boiler [°K];

Wd – calorific value of fuel unit [MJ/kg];

For further calculations it was assumed that:

- individual parameters of fuel mixture depend proportionally from partitions of coal and biomass;
- temperature of flue gas behind last heated surface of boiler is 453 °K (180 °C);
- temperature of air feed to boiler is 288 K (15 °C).

Volume of humid flue gas recalculated to normal conditions was determined from the equation [4]:

$$Vs_w = 1.865 \times c + 0.7 \times s + 11.2 \times w_c + (4.76 \times \lambda - 14) \times O_{v\,min} \; [m^3_n/kg]$$

where:

Vs_w - volume of humid flue gas obtained from fuel unit under normal conditions [m^3_n/kg];

λ - coefficient of excess of air behind last heated surface;

$O_{v\,min}$ - theoretical demand of oxygen volume recalculated for normal conditions;

$$O_{v\,min} = 1.865 \times c + 5.58 \times h + 0.7 \times s - 0.7 \times o. \quad [m^3_n/kg].$$

Steam volume in flue gas recalculated for normal conditions was determined from equation:

$$Vw = (h/2 + w_c/18) \times 0.01 \times 22.4 + 1.61 \times \lambda \times O_{v\,min} \times d \; [m^3_n/kg];$$

where:

d - content of mass of water in the air feed to the boiler [kg/kg];

For calculations. content of mass of water in the air feed to boiler was assumed as 0.01 kg/kg. and this is the average value being met in conditions of conducting thermal tests of boilers.

Volume of dry flue air recalculated to normal conditions.

$$Vs_s = Vs_w - Vw \; [m^3_n/kg]$$

Specific heat of dry flue air and steam and air was determined for assumed and optimal flue air composition at an outlet of boiler (behind last heated surface). i.e.: 12.00 % content of CO_2; 0.15 % content of CO; 7.7 % - O_2 with nitrogen as a supplement to 100 %. A value of a coefficient of excess air at above-mentioned assumptions related to composition of dry flue air is 1.56 for coal and 1.672 for biomass. At co-combustion of coal with biomass. separate calculations are executed for coal burning and separate for biomass. In such case. discharge loss is determined as a sum of heat losses for coal and biomass with their suitable mass fractions in the fuel mixture.

Size of underburning losses in a slag. booster and fly ash depends directly from content of ash in mass of fuel as well as from content of flammable components in furnace wastes. fly ash and flue dust behind dedusting device.

$$Sn = Cśr/(100-Cśr) \times 3.18 \times Ar \times \alpha/(100-1.1 \times (Ar+Wr)) \times 33.87 \; [\%]$$

where:

Ar - content of ash in coal/biomass in working state of fuel [%];

α - contraction coefficient taking into account decrease of mass of ash during burning; this co-efficients assumes value 0.9 for the coal and 0.65 for the biomass;

Wr - content of moisture in fuel. in working state [%];

$$Cśr = a_ż \times C_ż + a_{lp}\, C_{lp}$$

where:

$a_ż$ - fraction of ash in slag and booster in mass of ash in furnace wastes;

a_{lp} - fraction of ash in fly ash (a_{lp});

$C_ż$ - content of carbon in slag and booster [%];

At calculation of size of underburning heat loss it was assumed. in accordance with literature data [4]. that the fraction of ash in slag and booster is 0.85 for coal and 0.8 for biomass. Fraction of ash

in the fly ash was assumed as a complement to 1. Content of flammable fractions (carbon) in slag and booster was assumed. after data contained in papers published by Centre of Computer Science for Power Engineering [5]. for coal burned in power industry grate boilers – $C_{ż}$ =21.7 %; C_{lp} = 30.0 %. Similarly. for biomass $C_{ż}$ = 15.0 % and C_{lp} = 25.0 %.

Carbon dioxide emission

Magnitude of emission of carbon dioxide is calculated from a formula:

$$E_{CO2} = 3.667\times (c_r - c_{odp.\ pal.}). \quad [\text{Mg } CO_2/\text{Mg of carbon}]$$

where:

c_r – content of carbon in fuel [(kg C)/(kg of fuel in working state)];
$c_{odp.\ pal.}$ – content of carbon in furnace wastes [(kg C)/ (kg of fuel)];

$$c_{odp.\ pal.} = \alpha\times A^r\times C_{śr}/(100-C_{śr})/100$$

where:

α - coefficient of contraction of ash. for hard coal = 0.9; for biomass 0.65
A_r - content of ash in working fuel [%];
$c_{śr}$ - content of carbon in a mixture of slag and fly ash.

Sulphur oxide emissions:

Magnitude of emission of sulphur oxide is calculated from a formula:

$$E_{SO2} = 1.9\times s_r/W_d\times B \qquad [\text{kg}]$$

where:

s_r - sulphur content in the fuel, %
B - fuel consumption kg/h, Mg
W_d - fuel calorific value.

Nitrogen dioxide emissions:

Magnitude of emission of nitrogen dioxide is calculated from a formula:

$$E_{NO2} = IN\times B \quad [\text{kg}]$$

where:

IN - index of nitrogen dioxide emissions, kg/Mg
B - fuel consumption, kg/h, Mg

Carbon monoxide emissions:

Magnitude of emission of carbon monoxide is calculated from a formula:

$$E_{CO} = ICO\times B \quad [\text{kg}]$$

where:

B - fuel consumption, kg/h, Mg
ICO - index of carbon monoxide emissions, kg/Mg.

Dust emissions:

Magnitude of emission of dust is calculated from a formula:

$$E_{\text{pył wk}} = a\times A_r\times u\times B\times(100 - \eta)/(100 - k). \quad [\text{kg}]$$

where:

a - contraction coefficient (for hard coal – 0.9; for biomass – 0.65)

A_r - ash content in the fuel, in the working state, %

u - dust rise inthe stoker fired boiler (0.15 for coal and 0.2 for biomass)

η - dust reduction efficiency, %

k - combustible parts content in the flying ash (for coal 21.7 %; for biomass – 15.0 %).

Calculation results and conclusions

In order to illustrate the principles of model operation, in the article several tables with the calculation results for adopted input data were shown. The presentation of all cross-sections of the analysis exceeds the limit of publication volume.

In Table 1 are included mass balance conversions and calorific values in the working state for various fuel mixture components.

In the fragment of Table 3 was shown the variability of energy efficiency of an industrial boiler depending on the proportion of share of fuel mixture components and biocomponent moisture.

A fragment of Table 4 contains the quantities of effective energy gained from the combustion of 1 Mg of fuel mixture – depending on the proportion of compnents in the mixture and biocomponent moisture.

In a fragment of Table 21 limiting costs of biocomponent acquirement were shown depending on: proportion of components in the fuel mixture and biocomponent moisture for the acquirement costs of coal 50 euor/Mt as well as spot prices of carbon dioxide emission trade on the 6.5 euro/Mg level.

An exemplary fragment of Table 3 contains calculations of the limiting costs of a selected biocomponent for different cost of coal acquiring and various biocomponent moistures.

The main calculation effect on the basis of the presented model was shown in the Tables 25 and 26.

Table 25 comprises calculations relating to the proportional (percentage) limiting cost of biocomponent acquirement in relation to the hard coal acquirement costs – for various hard coal prices, various biocomponent moisture and assumption of 2% share of biocomponent in the mixture and spot price in carbon dioxide emission trade. Table 26 includes analogical calculations, at other assumptions – biocomponent share in the fuel mixture at 10% level and future price in carbon dioxide emission trade. The data presented in Tables 25 and 26 were illustrated in Figures 1 and 2.

On the basis of Tables 21 and 22 as well as 25 and 26 the following correctnesses and tendencies can be formulated:

- the unit limiting cost of acquirement of the given component, for the given moisture level increases inconsiderably, according to the increase of the share of this biocomponent in the fuel mixture;
- the unit limiting cost of acquirement of the given biocomponent decreases quickly according to the moisture increase of this biocomponent;
- the relation of the limiting cost of biocomponent acquirement to the costs of hard coal acquirement decreases along with the increase of coal acquirement cost;
- the relation of the limiting cost of biocomponent acquirement to the hard coal acquirement costs decreases quickly along with the biocomponent moisture increase.

The limiting cost of biocomponent acquirement determines the upper limit of economic profitability of its use in the fuel mixture. Exceeding of this cost means that the thermal energy obtained from this fuel mixture will be more expensive than the energy gained only from hard coal combustion.

In discussions on new pro-ecological ideas relatively seldom the rational economic calculation is taken into consideration. Acquirement on a big scale (and only such a scale is interesting for power engineering) of biocomponents with a suitable chemical composition, calorific value – and first of all moisture – requires great financial outlays. They are especially high. when we acquire biocomponents of special energy plants cultivation. A preliminary analysis of Polish determinants indicates that the use of the majority of analysed biocomponents in power engineering can be economically unprofitable with respect to the current hard coal price. Considering only the economic aspect we can formulate the conclusion that so far the cost of production of energy from hard coal is lower than from fuel mixtures with the share of the majority of analysed biocomponents. So the problem looks as regards the costs. But this energy can be sold at different prices. If the energy produced on the basis of fuel mixtures in-

cluding biocomponents will be sold at a higher price than the energy produced only from hard coal, then for an industrial energy producer this can be profitable. However, we shall realise that in a continuous calculation for the additional costs of use of fuel mixtures with the application of biocomponents will pay the client. i.e. the citizen.

Literature

1. PN-72/M-34128. Kotły parowe. Wymagania i badania odbiorcze (Steam boilers. Requirements and acceptance tests)
2. Collective work. ed. Marian Mieszkowski. Pomiary cieplna i energetyczne (Heat and energy measurements).WNT. Warsaw 1981.
3. Collective work. Poradnik termoenergetyka (Thermoenergetic Guide) – second changed and complementary edition. WNT. Warsaw. 1974
4. Aleksander Warchałowski. Ochrona powietrza – ocena oddziaływania instalacji na stan powietrza – aspekty praktyczne związane z przygotowaniem i sprawdzeniem wniosków o wydanie pozwolenia i raportów oddziaływania instalacji na środowisko. (Air protection – an assessment of installation influence on a state of air – practical aspects connected with preparation and checking of applications for issue of permissions and reports of influence of installation onto environment.)
5. http://www.mos.gov.pl/2materialy_informacyjne/informacje_o_szkoleniach/materialy_szkoleniowe.pdf

Summary: The article presents a mathematical model of calculation of the limiting (terminal) cost of biological components applied in fuel mixtures with the share of coal ,used in power engineering. The limiting (terminal) cost as defined in this article means the maximum cost of biocomponent acquirement. at which the cost of obtaning of an effective energy unit is equal to the cost when firing the boiler using only hard coal. The model description was enriched by calculations for biocomponents with given chemical parameters.

Table 1: Conversion of selected fuel components depending on moisture content

Moisture content [%]	*Coal [%]*	*Hydrogen [%]*	*Sulphur [%]*	*Oxygen [%]*	*Ash [%]*	*Calorific value in the working state [kJ/kg]*
Straw						
0	47.70	4.50	0.110	40.40	6.10	14 996
10	42.93	4.05	0.099	36.36	5.49	13 246
20	38.16	3.60	0.088	32.32	4.88	11 496
30	33.39	3.15	0.077	28.28	4.27	9 747
40	28.62	2.70	0.066	24.24	3.66	7 997
50	23.85	2.25	0.055	20.20	3.05	6 248
60	19.08	1.80	0.044	16.16	2.44	4 498
MISCANTHUS GIGANTEUS						
0	50.7	4.40	0.20	39.10	4.90	16 063
10	45.63	3.96	0.18	35.19	4.41	14 207
20	40.56	3.52	0.16	31.28	3.92	12 350
30	35.49	3.08	0.14	27.37	3.43	10 494
40	30.42	2.64	0.12	23.46	2.94	8 638
50	25.35	2.20	0.10	19.55	2.45	6 781
60	20.28	1.76	0.08	15.64	1.96	4 925
BEECH WOOD						
0	48.7	5.7	0.04	45	0.34	16 067
10	43.83	5.13	0.04	40.50	0.31	14 211
20	38.96	4.56	0.03	36.00	0.27	12 354
30	34.09	3.99	0.03	31.50	0.24	10 497
40	29.22	3.42	0.02	27.00	0.20	8 640
50	24.35	2.85	0.02	22.50	0.17	6 784
60	19.48	2.28	0.02	18.00	0.14	4 927
PETEMI MALLOW						

0	47.82	6.15	0.018	40.38	5.43	17 010
10	43.038	5.54	0.02	36.34	4.89	15 059
20	38.256	4.92	0.01	32.30	4.34	13 108
30	33.474	4.31	0.01	28.27	3.80	11 157
40	28.692	3.69	0.01	24.23	3.26	9 206
50	23.91	3.08	0.01	20.19	2.72	7 255
60	19.128	2.46	0.01	16.15	2.17	5 304
SLUDGES I						
0	68.51	5.18	0.95	12.44	4.73	26 915
10	63.71	4.66	0.86	11.19	4.25	24 646
20	56.63	4.15	0.76	9.95	3.78	21 630
30	49.55	3.63	0.67	8.71	3.31	18 614
40	42.48	3.11	0.57	7.46	2.84	15 598
50	35.40	2.59	0.48	6.22	2.36	12 581
60	28.32	2.07	0.38	4.98	1.89	9 565
SLUDGES II						
0	70.79	5.03	1.08	11.54	4.73	27 632
10	63.71	4.53	0.97	10.38	4.25	24 618
20	56.63	4.03	0.86	9.23	3.78	21 605
30	49.55	3.52	0.76	8.08	3.31	18 592
40	42.48	3.02	0.65	6.92	2.84	15 579
50	35.40	2.52	0.54	5.77	2.36	12 566
60	28.32	2.01	0.43	4.61	1.89	9 553
Hard coal						
12.8	62.9	4.92	0.82	9.68	13.00	24 000

Table 3: Boiler watt-hour efficiency for different component proportions in the fuel mixture and different component moisture [%] (fragments)

coal [kg]	*1000*	*980*	*960*	*940*	*920*	*900*	*880*	*860*	*840*	*820*	*800*
biomass [kg]	*0*	*20*	*40*	*60*	*80*	*100*	*120*	*140*	*160*	*180*	*200*
moisture content in the biomass [%]											
					With the share of component: straw						
0%	80.000	80.088	80.175	80.263	80.350	80.438	80.525	80.613	80.701	80.788	80.876
10%	80.000	80.079	80.157	80.236	80.314	80.393	80.471	80.550	80.628	80.707	80.785
20%	80.000	80.067	80.134	80.200	80.267	80.334	80.401	80.467	80.534	80.601	80.668
30%	80.000	80.051	80.102	80.152	80.203	80.254	80.305	80.355	80.406	80.457	80.508
40%	80.000	80.028	80.056	80.083	80.111	80.139	80.167	80.195	80.222	80.250	80.278
50%	80.000	79.992	79.984	79.976	79.968	79.960	79.952	79.944	79.937	79.929	79.921
60%	80.000	79.929	79.857	79.786	79.715	79.644	79.572	79.501	79.430	79.359	79.287

Source: authors' own elaboration

Table 4: Effective energy obtained from 1 Mg of fuel mixture [GJ] (fragments)

coal [kg]	*1000*	*980*	*960*	*940*	*920*	*900*	*880*	*860*	*840*	*820*	*800*
biomass [kg]	*0*	*20*	*40*	*60*	*80*	*100*	*120*	*140*	*160*	*180*	*200*
moisture content in the biomass [%]											
					With the share of component: straw						
0%	19.200	19.077	18.953	18.829	18.705	18.581	18.456	18.331	18.205	18.080	17.954
10%	19.200	19.047	18.893	18.739	18.584	18.430	18.275	18.119	17.963	17.807	17.651
20%	19.200	19.016	18.831	18.646	18.461	18.276	18.090	17.904	17.717	17.530	17.343
30%	19.200	18.984	18.768	18.551	18.334	18.117	17.900	17.682	17.464	17.245	17.027
40%	19.200	18.951	18.701	18.451	18.201	17.951	17.701	17.450	17.199	16.948	16.697
50%	19.200	18.914	18.628	18.342	18.057	17.771	17.485	17.200	16.914	16.629	16.343
60%	19.200	18.871	18.543	18.215	17.888	17.561	17.235	16.910	16.585	16.260	15.936

Source: authors' own elaboration

Table 21: Unit limiting costs of biocomponent acquirement for fuel mixtures [euro/Mg] – spot price (fragments)

coal [kg]	***1000***	***980***	***960***	***940***	***920***	***900***	***880***	***860***	***840***	***820***	***800***
biomass [kg]	***0***	***20***	***40***	***60***	***80***	***100***	***120***	***140***	***160***	***180***	***200***
moisture content in the biomass [%]											
With the share of component: straw											
0%	0.00	37.50	37.68	37.87	38.05	38.23	38.41	38.59	38.77	38.95	39.13
10%	0.00	33.15	33.30	33.46	33.61	33.77	33.93	34.08	34.24	34.39	34.54
20%	0.00	28.69	28.82	28.96	29.09	29.22	29.35	29.48	29.61	29.74	29.87
30%	0.00	24.09	24.20	24.31	24.42	24.53	24.64	24.75	24.86	24.97	25.08
40%	0.00	19.24	19.33	19.42	19.52	19.61	19.70	19.79	19.88	19.97	20.07
50%	0.00	13.93	14.01	14.10	14.18	14.26	14.34	14.42	14.50	14.59	14.67
60%	0.00	7.65	7.73	7.82	7.90	7.99	8.08	8.17	8.25	8.34	8.43

Source: authors' own elaboration

Table 23: Limting cost of biological component acquirement for coal mixtures for different coal acquirement costs [euro/Mg] (fragments)

Coal price [euro/Mg]	**31.58**	**34.21**	**36.84**	**39.47**	**42.11**	**44.74**	**47.37**	**50.00**	**52.63**	**55.26**	**57.89**
moisture content in the biomass [%]											
With the share of component: straw											
moisture 0 %	24.99	26.78	28.57	30.35	32.14	33.93	35.72	37.50	39.29	41.08	42.86
moisture 10 %	22.08	23.66	25.24	26.82	28.40	29.99	31.57	33.15	34.73	36.31	37.89
moisture 20 %	19.11	20.48	21.85	23.22	24.58	25.95	27.32	28.69	30.06	31.43	32.80
moisture 30 %	16.03	17.18	18.33	19.48	20.63	21.79	22.94	24.09	25.24	26.39	27.54
moisture 40 %	12.78	13.71	14.63	15.55	16.47	17.39	18.32	19.24	20.16	21.08	22.00
moisture 50 %	9.23	9.90	10.57	11.24	11.92	12.59	13.26	13.93	14.60	15.28	15.95
moisture 60 %	5.00	5.38	5.76	6.13	6.51	6.89	7.27	7.65	8.02	8.40	8.78

Source: authors' own elaboration

Table 25 Relation of limiting cost of biological component acquirement to hard coal acquirement costs for different coal acquirement costs

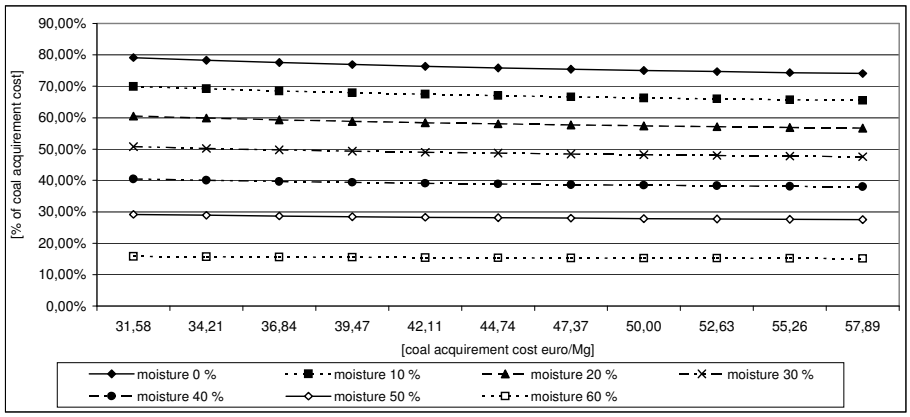
Coal **acquirement** cost [euro/Mg]	**31.58**	**34.21**	**36.84**	**39.47**	**42.11**	**44.74**	**47.37**	**50.00**	**52.63**	**55.26**	**57.89**
With the share of component: straw											
moisture 0 %	79.14%	78.28%	77.54%	76.90%	76.33%	75.84%	75.40%	75.01%	74.65%	74.33%	74.04%
moisture 10 %	69.93%	69.17%	68.52%	67.96%	67.46%	67.03%	66.64%	66.29%	65.98%	65.70%	65.44%
moisture 20 %	60.51%	59.86%	59.30%	58.81%	58.39%	58.01%	57.68%	57.38%	57.12%	56.87%	56.65%
moisture 30 %	50.76%	50.22%	49.76%	49.36%	49.01%	48.70%	48.42%	48.18%	47.96%	47.76%	47.57%
moisture 40 %	40.48%	40.06%	39.70%	39.39%	39.12%	38.88%	38.67%	38.47%	38.30%	38.15%	38.01%
moisture 50 %	29.22%	28.93%	28.69%	28.48%	28.30%	28.14%	27.99%	27.86%	27.75%	27.64%	27.55%
moisture 60 %	15.83%	15.72%	15.62%	15.54%	15.46%	15.40%	15.34%	15.29%	15.24%	15.20%	15.16%
With the share of component: Miscanthus giganteus											
moisture 0 %	82.97%	82.20%	81.54%	80.97%	80.47%	80.03%	79.64%	79.29%	78.98%	78.69%	78.43%
moisture 10 %	73.51%	72.83%	72.25%	71.75%	71.31%	70.93%	70.58%	70.27%	70.00%	69.75%	69.52%
moisture 20 %	63.85%	63.27%	62.78%	62.35%	61.97%	61.64%	61.34%	61.08%	60.84%	60.62%	60.43%
moisture 30 %	53.91%	53.43%	53.02%	52.66%	52.35%	52.07%	51.83%	51.61%	51.41%	51.23%	51.07%
moisture 40 %	43.48%	43.10%	42.79%	42.51%	42.27%	42.05%	41.87%	41.70%	41.54%	41.40%	41.28%
moisture 50 %	32.17%	31.92%	31.71%	31.52%	31.36%	31.21%	31.09%	30.97%	30.87%	30.78%	30.69%
moisture 60 %	19.01%	18.91%	18.82%	18.74%	18.68%	18.62%	18.57%	18.52%	18.48%	18.45%	18.41%
With the share of component: beech wood											
moisture 0 %	90.05%	88.87%	87.86%	86.99%	86.22%	85.55%	84.95%	84.41%	83.93%	83.49%	83.09%
moisture 10 %	80.12%	79.07%	78.17%	77.39%	76.71%	76.11%	75.58%	75.10%	74.67%	74.28%	73.93%
moisture 20 %	70.00%	69.09%	68.30%	67.62%	67.03%	66.50%	66.04%	65.62%	65.25%	64.91%	64.60%
moisture 30 %	59.60%	58.83%	58.16%	57.58%	57.08%	56.63%	56.23%	55.88%	55.56%	55.27%	55.01%
moisture 40 %	48.74%	48.11%	47.57%	47.10%	46.68%	46.32%	46.00%	45.71%	45.45%	45.21%	45.00%
moisture 50 %	37.03%	36.56%	36.15%	35.80%	35.49%	35.21%	34.97%	34.75%	34.56%	34.38%	34.22%
moisture 60 %	23.52%	23.23%	22.98%	22.77%	22.58%	22.41%	22.26%	22.13%	22.01%	21.90%	21.80%
With the share of component: Petemi mallow											
moisture 0 %	92.64%	91.43%	90.39%	89.48%	88.70%	88.00%	87.38%	86.83%	86.33%	85.88%	85.47%
moisture 10 %	82.24%	81.16%	80.23%	79.43%	78.73%	78.12%	77.57%	77.07%	76.63%	76.23%	75.87%
moisture 20 %	71.65%	70.71%	69.91%	69.21%	68.60%	68.06%	67.58%	67.16%	66.77%	66.42%	66.11%
moisture 30 %	60.79%	59.99%	59.31%	58.72%	58.21%	57.75%	57.35%	56.98%	56.66%	56.36%	56.10%
moisture 40 %	49.48%	48.84%	48.29%	47.81%	47.39%	47.02%	46.69%	46.40%	46.14%	45.90%	45.68%
moisture 50 %	37.36%	36.88%	36.47%	36.12%	35.81%	35.53%	35.29%	35.07%	34.87%	34.69%	34.53%
moisture 60 %	23.55%	23.26%	23.02%	22.80%	22.61%	22.45%	22.30%	22.17%	22.05%	21.94%	21.84%
With the share of component: sludges I											
moisture 0 %	117.30%	117.46%	117.59%	117.71%	117.81%	117.89%	117.97%	118.04%	118.11%	118.16%	118.22%
moisture 10 %	108.20%	108.31%	108.40%	108.47%	108.54%	108.60%	108.65%	108.70%	108.74%	108.78%	108.81%
moisture 20 %	95.24%	95.34%	95.43%	95.51%	95.57%	95.63%	95.68%	95.73%	95.77%	95.81%	95.85%
moisture 30 %	82.12%	82.22%	82.31%	82.39%	82.46%	82.52%	82.58%	82.62%	82.67%	82.71%	82.74%
moisture 40 %	68.76%	68.87%	68.97%	69.05%	69.12%	69.19%	69.24%	69.29%	69.34%	69.38%	69.42%
moisture 50 %	54.99%	55.11%	55.22%	55.31%	55.39%	55.46%	55.52%	55.58%	55.63%	55.68%	55.72%
moisture 60 %	40.41%	40.56%	40.69%	40.80%	40.89%	40.98%	41.06%	41.12%	41.18%	41.24%	41.29%
With the share of component: sludges II											
moisture 0 %	117.42%	117.80%	118.12%	118.40%	118.64%	118.86%	119.05%	119.22%	119.38%	119.52%	119.64%
moisture 10 %	104.92%	105.27%	105.57%	105.82%	106.05%	106.25%	106.43%	106.59%	106.73%	106.86%	106.98%
moisture 20 %	92.32%	92.64%	92.91%	93.15%	93.36%	93.54%	93.71%	93.85%	93.99%	94.10%	94.21%
moisture 30 %	79.57%	79.86%	80.11%	80.33%	80.53%	80.70%	80.85%	80.98%	81.10%	81.21%	81.31%
moisture 40 %	66.57%	66.85%	67.08%	67.29%	67.46%	67.62%	67.76%	67.89%	68.00%	68.10%	68.19%
moisture 50 %	53.17%	53.43%	53.65%	53.84%	54.01%	54.16%	54.29%	54.41%	54.52%	54.61%	54.70%
moisture 60 %	38.96%	39.21%	39.43%	39.62%	39.79%	39.94%	40.07%	40.19%	40.29%	40.39%	40.47%

Source: authors' own elaboration

Table 26 Relation of limiting cost of biological components acquirement to hard coal acquirement costs for different coal acquirement costs

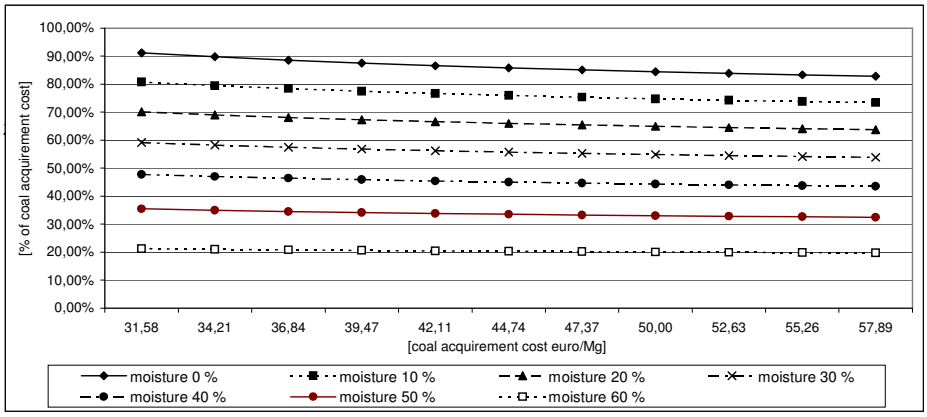
Coal **acquirement** cost [euro/Mg]	31.58	34.21	36.84	39.47	42.11	44.74	47.37	50.00	52.63	55.26	57.89
With the share of component: straw											
moisture 0 %	86.78%	85.32%	84.08%	82.98%	82.02%	81.19%	80.44%	79.77%	79.17%	78.63%	78.13%
moisture 10 %	76.65%	75.36%	74.25%	73.29%	72.45%	71.71%	71.06%	70.47%	69.94%	69.46%	69.03%
moisture 20 %	66.50%	65.39%	64.43%	63.41%	62.69%	62.05%	61.48%	60.98%	60.52%	60.11%	59.73%
moisture 30 %	55.62%	54.70%	53.90%	53.22%	52.62%	52.09%	51.61%	51.19%	50.81%	50.47%	50.16%
moisture 40 %	44.41%	43.68%	43.06%	42.52%	42.05%	41.63%	41.26%	40.92%	40.62%	40.35%	40.11%
moisture 50 %	32.22%	31.71%	31.27%	30.89%	30.56%	30.26%	30.00%	29.77%	29.56%	29.37%	29.20%
moisture 60 %	17.89%	17.64%	17.43%	17.24%	17.09%	16.94%	16.81%	16.70%	16.60%	16.50%	16.42%
With the share of component: Miscanthus giganteus											
moisture 0 %	91.20%	89.79%	88.58%	87.53%	86.61%	85.80%	85.08%	84.43%	83.85%	83.33%	82.85%
moisture 10 %	80.76%	79.51%	78.44%	77.51%	76.70%	75.99%	75.35%	74.78%	74.27%	73.81%	73.39%
moisture 20 %	70.12%	69.04%	68.12%	67.32%	66.62%	66.00%	65.45%	64.96%	64.52%	64.12%	63.76%
moisture 30 %	59.18%	58.28%	57.51%	56.84%	56.26%	55.74%	55.29%	54.88%	54.51%	54.17%	53.87%
moisture 40 %	47.76%	47.05%	46.44%	45.91%	45.45%	45.04%	44.68%	44.35%	44.06%	43.80%	43.56%
moisture 50 %	35.47%	34.96%	34.53%	34.15%	33.82%	33.53%	33.27%	33.04%	32.83%	32.64%	32.47%
moisture 60 %	21.31%	21.04%	20.82%	20.62%	20.45%	20.30%	20.18%	20.04%	19.94%	19.84%	19.75%
With the share of component: beech wood											
moisture 0 %	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.42%	98.40%
moisture 10 %	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%	87.49%
moisture 20 %	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%	76.38%
moisture 30 %	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%	64.98%
moisture 40 %	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%	53.11%
moisture 50 %	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%	40.40%
moisture 60 %	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%	25.88%
With the share of component: Petemi mallow											
moisture 0 %	101.35%	98.46%	97.83%	96.43%	95.19%	94.11%	93.14%	92.28%	91.50%	90.79%	90.15%
moisture 10 %	89.91%	88.23%	86.79%	85.54%	84.45%	83.49%	82.63%	81.86%	81.17%	80.55%	79.98%
moisture 20 %	78.29%	76.83%	75.58%	74.49%	73.54%	72.70%	71.95%	71.29%	70.69%	70.14%	69.65%
moisture 30 %	66.40%	65.16%	64.10%	63.18%	62.37%	61.66%	61.03%	60.46%	59.96%	59.50%	59.08%
moisture 40 %	54.05%	53.05%	52.19%	51.44%	50.79%	50.21%	49.70%	49.24%	48.83%	48.45%	48.11%
moisture 50 %	40.90%	40.15%	39.50%	38.94%	38.44%	38.01%	37.63%	37.28%	36.97%	36.69%	36.44%
moisture 60 %	26.05%	25.58%	25.17%	24.82%	24.52%	24.25%	24.01%	23.79%	23.60%	23.43%	23.27%
With the share of component: sludges I											
moisture 0 %	117.39%	117.54%	117.68%	117.79%	117.89%	117.98%	118.05%	118.12%	118.19%	118.24%	118.30%
moisture 10 %	108.22%	108.33%	108.41%	108.49%	108.56%	108.62%	108.67%	108.72%	108.76%	108.80%	108.83%
moisture 20 %	95.17%	95.28%	95.37%	95.44%	95.51%	95.57%	95.62%	95.67%	95.72%	95.76%	95.79%
moisture 30 %	81.98%	82.09%	82.18%	82.26%	82.33%	82.40%	82.45%	82.50%	82.54%	82.58%	82.62%
moisture 40 %	68.58%	68.69%	68.79%	68.87%	68.95%	69.01%	69.07%	69.12%	69.17%	69.21%	69.25%
moisture 50 %	54.79%	54.91%	55.03%	55.12%	55.20%	55.27%	55.34%	55.40%	55.45%	55.49%	55.54%
moisture 60 %	40.26%	40.41%	40.54%	40.65%	40.75%	40.84%	40.91%	40.98%	41.04%	41.10%	41.15%
With the share of component: sludges II											
moisture 0 %	117.53%	117.90%	118.22%	118.50%	118.75%	118.96%	119.15%	119.32%	119.48%	119.62%	119.74%
moisture 10 %	104.94%	105.29%	105.58%	105.84%	106.07%	106.27%	106.44%	106.60%	106.74%	106.87%	106.99%
moisture 20 %	92.35%	92.58%	92.85%	93.09%	93.30%	93.48%	93.65%	93.79%	93.93%	94.05%	94.15%
moisture 30 %	79.43%	79.73%	79.98%	80.21%	80.40%	80.57%	80.72%	80.86%	80.98%	81.09%	81.19%
moisture 40 %	66.39%	66.67%	66.90%	67.11%	67.29%	67.45%	67.59%	67.72%	67.83%	67.93%	68.03%
moisture 50 %	52.97%	53.23%	53.45%	53.65%	53.82%	53.97%	54.10%	54.22%	54.33%	54.43%	54.52%
moisture 60 %	38.80%	39.06%	39.29%	39.48%	39.65%	39.80%	39.93%	40.05%	40.15%	40.25%	40.34%

Source: authors' own elaboration



Source: author's own elaboration

Fig. 1. Relations of limiting cost acquirement of the biocomponent straw to coal acquirement costs for biocomponent share in the 2% fuel mixture and spot price in CO_2 emission trade



Source: author's own elaboration

Fig. 2. Relations of limiting cost acquirement of the biocomponent straw to coal acquirement costs for biocomponent share in the 10% fuel mixture and future price in CO2 emission trade

УДК 622.28.04.44

© В.Я. Кириченко,
С.П. Иванов,
В.В. Гладнев

РАМНЫЕ КРЕПИ ДЛЯ ШИРОКОГО СПЕКТРА ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ СОВРЕМЕННЫХ ШАХТ

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.

Considered new construction of frame fastening, corresponds concrete mining-and-geological external for providing of safety and increase of economy of mines environments.

Ключевой задачей развития подземного комплекса угольных шахт является долговременное поддержание разветвленной сети горных выработок в эксплуатационном состоянии. Три главные доминанты определили актуальность задачи обоснования параметров и организации выпуска крепей нового технического уровня:

1) несоответствие многих известных конструкций металлокрепей широкому спектру горно-геологических условий поддержания горных выработок;

2) проявление новых форм горного давления на глубинах 800-1300 м, при которых несущая способность применяемых крепей не обеспечивает надлежащее противодействие перемещающимся породам в выработку, что вызывает их запредельные деформации;

3) геосистемный характер работы металлических крепей из спецпрофиля и продолжительный срок эксплуатации выработок обусловливают необходимость учета геомеханики взаимодействия системы «крепь-массив пород» при обосновании деформационно-силовых характеристик крепей.

В связи с этим, новые крепи горных выработок должны учитывать такие обязательные факторы:

– их надежность по деформационно-силовым характеристикам (податливость, несущая способность);

– качество изготовления и качество применения;

– долговечность, обеспечивающая безопасность;

– экономичность.

Соблюдение всех этих условий позволило Западно-Донбасскому научно-производственному центру «Геомеханика» (г.Павлоград, Днепропетровской области) создать штрековые металлокрепи, которые обеспечивают снижение общего и удельного расхода металла, повышение устойчивости выработок за счет большей несущей способности крепей и надлежащего качества их работы с массивом пород, увеличение доли повторного используемых выработок и уменьшение частоты несчастных случаев от обрушения пород и завалов выработок.

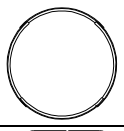
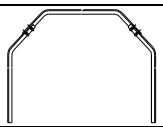
Учитывая, что промышленная безопасность становится важнейшей составляющей национальной безопасности любой страны, Центр в основу своей деятельности поставил задачу совместного решения вопросов технической и геомеханической безопасности при креплении и поддержании горных выработок.

Техническая безопасность обеспечивается уже на стадии качественного изготовления крепей на современных производственных линиях методом гидравлического прессования. Геомеханическая безопасность достигается гармоничной совместной работой крепей с породными массивами за счет рационального выбора их геометрических и деформационно-силовых характеристик. За счет этого достигается эффективность управления горным давле-

нием и экономичность крепления выработки.

Разработанные Центром «Геомеханика» металлокрепи адаптированы к сложным горно-геологическим условиям: интенсивное горное давление в слабых породах, большое опускание кровли и пучение пород почвы, существенные асимметричные нагрузки, значительные зоны разрушения пород вблизи выработок. К особым качествам крепей следует отнести: обоснованное отношение геометрических размеров элементов крепи, нетрадиционное их соединение, воспринимающее разнонаправленные нагрузки, обеспечивая высокую устойчивость крепи; форму крепей, создающей условия для формирования консолидированной металлопородной грузонесущей охранной конструкции.

Технические характеристики разработанных и выпускаемых крепей Центром «Геомеханика» приведены в таблице.

Тип крепи	Форма крепи	Технические характеристики			
		Сечение в свету, м^2	Рабочее сопротивление, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Масса спецпрофиля рамы, кг
КШПУ-М (шатровая, податливая удлиненная)		6,5-20,3	230-477	403-780	174-436
КЦЛ-Ш (крепь циркульно-линейная шатровая)		6,3-14,4	250-300	350-670	165-369
КЦЛ-О (крепь циркульно-линейная овоидная		14,1-16,1	420-480	600-680	298-315
Крепь – КМП тип А3Р2 (3-звенная) А4Р2 (4-звенная) А5Р2 (5-звенная)		6,6-13,3 15,9-18,0 17,1-22,3	497-783 450-610 387-533	570-990 630-870 586-799	216-352 326-436 390-482
Крепь КВТ-2 (выпукло-треугольная)		6,4-17,5	258-450	389-750	192-399
Крепь КВТ (выпукло-треугольная замкнутая)		7,5-17,2	311-452	467-679	318-662
Крепь КМК-4 (4-звенная) КМК-5(5 звенная)		7,9-24,5 23,7-24,5	280-330 270-300	465-675 470-571	265-536 541-670
Крепь КПП-3 (прямолинейная податливая) КПП-4		10,2-11,5 14,7	140-160 160-190	415-585 500-660	212-271 325-401

Крепи КШПУ-М. Во всех случаях, когда принято решение о применении крепи с открытой почвой, крепь КШПУ-М обеспечит самое экономичное и безопасное поддержание горных выработок. Крепь отличается рациональным отношением радиусов стойки и верхня-

ка, при котором обеспечивается самозапирание крепи; уменьшенной длиной и радиусом верхняка с целью повышения отпора крепи опускающимся породам кровли; удлиненной прямолинейной частью стоек крепи, что в совокупности позволяет компенсировать пучение до 800-1000 мм и вовлечь в работу приконтурный массив путем формирования вокруг выработки консолидированной металлопородной охранной конструкции высокой грузонесущей способности.

Крепи КЦЛ. Эти крепи позволяют значительно упростить процессы поддержания горных выработок на сопряжениях штрек-лава. Они обеспечивают качественно новый уровень поддержания выемочных штреков до подхода лавы и при снятии стоек крепи для обеспечения передвижения забойного конвейера. Наличие циркульно-линейного верхняка обеспечивает повышение его сцепления с породами кровли и отпор крепи. КЦЛ имеет улучшенные характеристики статической несущей способности и повышенную восприимчивость к возможным динамическим нагрузкам со стороны кровли. Крепь облегчит операции по ее усилению применением индивидуальных или анкерных крепей. В совокупности это обеспечивает сохранение контура и уменьшение потери сечения выработок, что повышает возможность их повторного использования.

Крепи КМП. В сложных горно-геологических условиях отказы серийных конструкций крепи приобретают массовый характер, удельный вес травматизма от обрушений пород и завалов выработок достигает 37-43%. Доказано, что рамные крепи в тяжелых геомеханических условиях должны иметь рабочее сопротивление до 400 кН на раму и конструктивную податливость до 1000 мм. Данным требованиям не отвечают известные конструкции крепей. Центром «Геомеханика» разработана крепь металлическая податливая двухрадиусная, трехэлементная А3Р2, четырехэлементная А4Р2 и пятиэлементная А5Р2. Новая крепь имеет форму овоида максимально приближенного к эллипсу. Данная форма крепи является наиболее устойчивой при воздействии на нее всестороннего давления, оказываемого породным массивом. Разработанная конструкция крепи позволила практически без изменения веса комплекта увеличить несущую способность верхняка в 2,7 раза за счет увеличения кривизны и уменьшении пролета. Повышена конструктивная податливость до 1000 мм за счет сопрягаемости сегментов крепи с одинаковой длиной и уменьшенной кривизной. Конструкция крепи исключает провалы верхняка синклинальной структуры, свойственные практике крепления выработок с обычной крепью.

Крепи КВТ. Это экономичные крепи для условий высокого горного давления при большом вертикальном смещении пород (КВТ-2) и при интенсивном пучении пород (КВТ). Крепи обеспечивают конкурентоспособность крепления за счет снижения удельного расхода металла. Главным своим преимуществом крепь имеет геомеханически обоснованную и практикой проверенную форму. Остроконечная форма крепи с большим отношением высоты к ширине обеспечивает высокий эффект арочности и формирование консолидированной грузонесущей породной оболочки вблизи и вокруг контура выработок.

Большая стрела свода в крепи КВТ-2 исключает образование критических изгибающих усилий в стойках и возможность появления экстремальных изгибающих моментов, вызывающих деформацию крепи. Наличие единого ограниченно-податливого шарнира существенно повышает качество работы крепи с массивом и устойчивость стоек к боковым нагрузкам. Остроконечная форма крепи способствует обтеканию пород по контуру, их самозаклиниванию и консолидации.

КВТ успешно предотвращает широко распространенную форму проявления горного давления в выработках – пучение. Эта крепь альтернатива известным кольцевым крепям, которые в условиях высокого горного давления претерпевают большие деформации. Форма и параметры крепи создают надлежащие условия для совместной работы крепи с окружающим выработку массивом, используя его несущую способность и обеспечивая статическое равновесие системы «крепь-массив» в течение всего срока эксплуатации горных выработок. Крепь обладает высокой несущей способностью за счет исполнения несущих конструктивных элементов цельными при отсутствии шарниров по контуру крепи. Нетрадиционно выполненное сочлене-

ние несущих элементов в узлах податливости с помощью прессованного из СВП башмака обеспечивает первоначально ограниченный режим податливости, а в последующем – комбинированный. Конструкция башмаков выполнена так, чтобы обеспечить самозапирание элементов крепи с переводом ее работы в жесткий режим. Установка почвенных элементов крепи не влияет на скорость проходки выработки. КВТ обеспечивает: компенсацию горного давления при меньших на нее нагрузках, своевременное включение в работу с необходимым первоначальным отпором, снижение асимметрии нагружения, уменьшение разрыхления и сохранение прочности пород почвы. Надежное взаимодействие крепи с приконтурным массивом пород – главное условие ее высокой несущей способности, что достигается субоптимальной формой и параметрами, обеспечивающими гармонизацию в управлении горным давлением в выработках.

Крепи КМК. Предназначены для особо сложных условий поддержания горных выработок при больших смещениях пород по их контуру. Практикой доказано, что их применение создает равнопрочный контур горных выработок, сохраняя несущую способность породного массива. Многоэлементная кольцевая конструкция обеспечивает поглощение асимметричных нагрузок на крепь, исключает пучение, возможность вывалов и внезапную потерю устойчивости выработок, что в совокупности создает предпосылки для безремонтного поддержания выработок в сложных горно-геологических условиях.

Крепи КПП. Эти крепи применимы в широком диапазоне горно-геологических условий, когда проходка выработок осуществляется под кровлю угольного пласта при сложении ее породами высокой прочности или требуется минимизировать присечку пород, формируя плоскую кровлю. Конструкция крепи состоит из прямолинейных элементов спецпрофиля, изогнутых под углом 135^0. Такая форма крепи создает преимущества в части устойчивости под плоской кровлей и усиления ее анкерными крепями.

Консультациями с техническими службами шахт определена их заинтересованность в таких вопросах: выбор для конкретных горно-геологических условий наиболее эффективных конструкций и типоразмеров крепи, а также в организации подземного горно-геомеханического мониторинга за работой крепей. Исходя из этого, для достижения качественного результата применения крепей ЗДНПЦ «Геомеханика» организует семинары с участием ученых и практиков, что позволяет поставщику крепей и их потребителю достигать взаимоприемлемых решений.

Разработанные крепи – это воплощение научных знаний инженерных расчетов и достижений шахтерской практики. Их применение обеспечивает шахтам экономичность и безопасность крепления горных выработок. В условиях ограничения материальных и финансовых средств использование перечисленных крепей обеспечит ресурсосбережение, качество и надежность горных выработок.

УДК 622.834:556.3

© С.С. Гребенкин,
Р.В. Дегтярь,
В.Д. Рябичев

ТЕОРИЯ КАТАСТРОФ В ОБОСНОВАНИИ ПОТЕРИ УСТОЙЧИВОСТИ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД КРОВЛИ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

Обґрунтовано раціональне використання теорії катастроф при втраті стійкості вміщуючих гірських порід в очисних вибоях.

Обосновано рациональное использование теории катастроф при потере устойчивости вмещающих горных пород в очистных забоях.

Rational use of the theory of accidents is proved at loss of stability of containing rocks in clearing faces.

Теория катастроф в решении горных задач представляет универсальный метод исследований всех скачкообразных переходов, разрывов, внезапных качественных изменений. В теорию катастроф входят теория особенностей гладких отображений Уитни и теория бифуркаций динамических систем Пуанкаре-Андронова [1]:

Теория особенностей – это обобщение исследования функций на максимум и минимум. Понятие **«бифуркация»** означает раздвоение и употребляется для обозначения всевозможных качественных перестроек различных объектов при изменении параметров, от которых они зависят. **Под катастрофами** в геосистеме понимаются скачкообразные изменения, возникающие в виде внезапного ответа геосистемы на изменение приложенных внешних условий к ней.

Теория особенностей бурно развивает теорию устойчивости движения динамических систем, бифуркаций положений равновесия [2]. Теория Уитни дает значительную информацию об особенностях отображений общего состояния равновесного состояния геосистемы, тогда можно использовать эту информацию для изучения проявлений разнообразных геодинамических явлений и технологических процессов в геосистеме. В этой простой идее и состоит вся сущность применения нами теории катастроф в данной работе.

Применение теории особенностей к исследованию бифуркаций положений равновесия в теории упругости безупречно обоснованы [3]. Во многих упругих конструкциях при одинаковых внешних нагрузках возможно несколько положений устойчивого равновесия. Рассмотрим, например, горизонтальную линейку, концы которой шарнирно закреплены, нагруженную массой стоящего на середине линейки груза. Наряду с положением равновесия, при котором линейка прогнута грузом, возможно также положение, при котором линейка выгнута дугой вверх, наподобие моста. При увеличении груза в некоторый момент происходит «катастрофа» или «хлопок». Линейка ломается, т.е. скачком переходит из одного состояния в другое. Теория особенностей применима к изучению таких «хлопков» [4]. При некоторых положениях системы малое изменение положения равновесия способно вызвать «катастрофу», т. е. скачок геосистемы в новое положение. Если отметить места скачков геосистемы в новое положение (всех таких «катастроф»), то получается «кривая катастроф». Кривая катастроф имеет четыре точки возврата. При пересечении кривой катастроф скачок может происходить, а может и не происходить, в зависимости от того, по какому пути обходил точки возврата на «кривой катастроф» [5]. Положение состояния геосистемы задается двумя координатами – управляющими параметрами. Положение состояния равновесия определяется также внутренним параметром системы. Если все три параметра заданы, то определена степень растяжения горных пород и, следовательно, определена потенциальная энергия всей геосистемы. При фиксированном положении потенциальная энергия – функция от положения состояния геосистемы. Эта функция может иметь в зависимости от значений управляющих параметров один или несколько минимумов. Если при изменении управляющих параметров состоянием

геосистемы положение минимума меняется плавно, то скачка не происходит. Скачок происходит при тех значениях управляющих параметров, для которых локальный минимум исчезает, слившись с локальным максимумом. После скачка геосистема оказывается в положении, отвечающем другому локальному минимуму [3, 6].

В трехмерном пространстве в состояниях геосистемы переход управляющих параметров через линию катастроф иногда вызывает, а иногда не вызывает скачок. Изучаемый процесс описывается при помощи некоторого числа управляющих и внутренних параметров. Состояние равновесия технологического процесса образует поверхность того или иного числа измерений в пространстве. Предполагается, что это особенности общего состояния геосистемы. В таком случае теория особенностей прогнозирует геометрию "катастроф", т. е. перескоков из одного состояния равновесия в другое при изменении управляющих параметров [6].

Технологический процесс выемки угля описывается векторным полем в фазовом пространстве. Точка фазового пространства задает состояние геосистемы, указывает скорость изменения состояния. В некоторых точках состояние не меняется с течением времени. Все более сложные случаи превращаются в указанные при незначительном изменении состояния геосистемы. Геосистема зависит от параметров, которые никогда не известны точно. Незначительное изменение параметров переводит геосистему из неустойчивого в систему устойчивого состояния, в зависимости от одного или нескольких геомеханических параметров. Таким образом, при изменении параметра выделяются особые или бифуркационные значения параметра. При подходе параметра к бифуркационному значению рождается пара положений равновесия [7]. Из двух положений равновесия одно устойчиво, другое неустойчиво. Оба положения равновесия движутся с бесконечной скоростью: когда значение параметра отличается от бифуркационного. Если устойчивое положение равновесия описывает установившийся режим в геосистеме, то при его слиянии с неустойчивым положением равновесия система должна совершить скачок, перескочив на совершенно другой режим. Равновесное состояние в рассматриваемой окрестности исчезает. Скачки этого рода приводят к катастрофе [5]. Потеря устойчивости состояния равновесия не обязательно связана с бифуркацией самого состояния равновесия. Оно может терять устойчивость и самостоятельно. Если положение равновесия является установившимся режимом геосистемы, то при изменении параметров наблюдаются следующие явления [6]:

– После потери устойчивости равновесия установившимся режимом оказывается колебательный периодический режим. Этот вид потери устойчивости называется «мягкой потерей устойчивости», так как устанавливающийся колебательный режим мало отличается от состояния равновесия.

– Перед тем как установившийся режим теряет устойчивость, область притяжения этого режима становится очень малой, и всегда присутствующие случайные возмущения выбрасывают систему из этой области еще до того, как область притяжения полностью исчезает. Этот вид потери устойчивости называется «жесткой потерей устойчивости». При этом геосистема уходит со стационарного режима скачком и перескакивает на иной режим движения. Этот режим может быть другим устойчивым стационарным режимом или более сложным движением.

Вернемся к режиму, установившемуся после потери устойчивости равновесного состояния. Предположим, что этот режим не равновесие и не предельный. Переход геосистемы на такой режим означает, что в ней наблюдаются сложные геомеханические процессы, очень чувствительные к малому изменению начальных условий [7]. В то время усредненные характеристики режима устойчивы и не зависят от начального условия при его изменений в некоторой области.

Объяснением потери устойчивости вмещающих пород массива в рабочем пространстве лав служат особенности бифуркации положений равновесия геомеханической системы. Вмещающие породы кровли шарнирно закреплены и нагружены весом вышележащих пород. Наряду с положением равновесной устойчивости породы прогнуты. При увеличении пригрузки в некоторый момент происходит «катастрофа» или «хлопок». Удерживающее положение на-

рушается, скачком переходит из одного состояния в другое [5]. Пригрузка пород кровли пласта обусловлена совместным проявлением зоны опорного давления от выработанного пространства выше отработанных лав; наличием геологических нарушений типа «сброс»; литологическим замещением песчаника основной кровли и степенью отработанности массива.

Потеря устойчивости пород кровли вызвана перераспределением напряжений и развитием трещин с выходом метана из газоносного углепородного массива с аномально развитой пористостью. Интенсивное оседание пород в выработанном пространстве приводит к вытеснению метана в горные выработки участков. Причиной возникновения потери устойчивости кровли в очистных забоях служит переход геосистемы из устойчивого в неустойчивое состояние равновесия в зонах высоких концентраций напряжений при замещении глинистого сланца кровли пласта песчаником. Таким образом, выход из устойчивого состояния равновесия геосистемы связан с бифуркацией самого состояния равновесия. При этом геосистема уходит со стационарного режима скачком и перескакивает в иной режим движения. Переход системы на такой режим означает, что в ней наблюдаются сложные процессы, которые чувствительны к изменению начальных условий равновесного состояния. При медленном изменении геомеханических параметров происходит качественно новое явление, характеризующееся как затягивание потери устойчивости. Геосистема остается все еще в окрестности потерявшей устойчивость состояния равновесия некоторое время. Этот эффект служит особенностью внезапной геодинамической бифуркации в геомеханических системах [2]. Описание потери устойчивости вмещающих пород кровли в очистных забоях – скачкообразных изменений, возникающих в виде внезапного ответа геосистемы на плавное изменение внешних условий, дается теориями особенностей и бифуркаций. Потеря устойчивости равновесного состояния геомеханической системы свидетельствует о происходящих сложных причинно-обусловленных связях цепи событий, развивающихся во времени и пространстве в очистном забое:

– постепенное разрушение породы, ослабляя механические связи между отдельными породными блоками.

– мгновенное развитие деформаций в кровле лавы со скоростью более 20 мм/с, с разрывом пород кровли, смещением блоков пород в лаву;

– интенсивное метановыделение из вмещающих пород и выработанного пространства (более 100 тыс. $м^3$ за 4 часа);

– отслоение и образование в угольном пласте полости глубиной более 3,5 м и шириной 15 м;

– сохранение в выдавленном угле структуры естественного залегания пласта, наличие пустот, трещин и щели между кровлей и выдавленным углем;

– зависание кровли в выработанном пространстве, представленной мощным (около 40 м) слоем песчаника; замещение глинистых сланцев в породах непосредственной кровли песчаниками.

Список литературы

1. Постон Т., Стюарт Й. Теория катастроф и ее приложения. – М.: Мир, 1980. – 608 с.

2. Теория особенностей /Арнольд В.И., Васильев В.А., Горюнов В.В., Ляшко О.В. // Современные проблемы метематики. Фундаментальные направления. – М.: ВИНИТИ, 1988. – Т.6. – С.1-256. (Итоги науки и техники).

3. Арнольд В.И. Математические методы классической механики. – М.: Наука, 1974. – 432 с.

4.Томпсон Дж. М.Т. Неустойчивости и катастрофы в науке и технике. – М.: Мир, 1985. – 256 с.

5. Арнольд В.И. Теория катастроф. – Изд. 4-е, стереотипное. – М.: Едиториал УРСС, 2004. 128 с. (Синергетика от прошлого к будущему).

6. Левантовский Л.В. Особенности границы области устойчивости //Функцион. Анализ и его приложение. – 1982. – Т.16, вып.1. – С.44-48.

7. Джилмор Р. Теория катастроф для ученых и инженеров. – М.: Мир, 1983.

УДК 622.28:622.831

© В.И. Бондаренко,
И.А. Ковалевская,
Г.А. Симанович,
В.В. Фомичев

СИСТЕМНАЯ МЕТОДОЛОГИЯ ПРОГНОЗА УСТОЙЧИВОСТИ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ В СЛОИСТОЙ УГЛЕВМЕЩАЮЩЕЙ ТОЛЩЕ

Викладено методологію прогнозу проявів гірського тиску навколо пластової виробки шляхом комплексного обліку геомеханічних параметрів системи «шаруватий масив-виробка».

Изложена методология прогноза проявлений горного давления в окрестности пластовой выработки путем комплексного учета геомеханических параметров системы «слоистой массив-выработка».

The system methodology of the forecast of boards of mountain pressure in a vicinity пластовой developments is stated by the complex account of geomechanical parameters of system «layered file-development».

Проведенный анализ существующих подходов к расчету напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива в окрестности одиночной пластовой выработки позволил разработать системную методологию реализации цели исследования по прогнозу ее устойчивости.

Для наглядного восприятия последовательности и взаимосвязи решаемых задач построена общая структурная схема исследований (рис. 1) с последующей детализацией основных ее этапов:

– блок I нацелен на исследование НДС системы «массив-крепь», выявление закономерностей связи поля напряжений и деформаций с геомеханическими и горнотехническими параметрами системы; обоснование комплекса критериев оценки устойчивости и эксплуатационной пригодности выработки, с которыми сравниваются установленные закономерности изменения НДС системы;

– блок II призван довести результаты аналитико-экспериментальных исследований до практических рекомендаций на основе статистической обработки массива данных вычислительного эксперимента, построения эмпирических многофакторных зависимостей и их увязки с комплексом критериев оценки состояния пластовой выработки.

Практическая ценность исследований включает три составляющих:

– прогноз смещений породного контура выработки, позволяющий определить перемещение любой его точки;

– прогноз состояния произвольного сечения рамной крепи и ее устойчивости в целом;

– прогноз «критической» области соотношения геомеханических и горнотехнических параметров системы «массив-крепь», где требуется проведение специальных мероприятий по повышению устойчивости выработки.

Рассмотрим более детально задачи, входящие в блок I, выполнение которых разделено на три последовательных этапа. Структура выполнения первого этапа включает в себя три подзадачи, призванные в совокупности наиболее всесторонне и адекватно реальным условиям обосновать геомеханическую модель процессов сдвижения слоистого породного массива в окрестности пластовой выработки. Задачи первого этапа чрезвычайно важны, поскольку от тщательности обоснования расчетных схем, граничных условий и моделей поведения отдельных элементов системы «массив-крепь» зависит надежность конечных результатов по прогнозированию состояния выработки. Эти задачи, несмотря на различие решаемых вопросов, взаимосвязаны между собой единым принципом – обоснование любого положения или допущения производится путем комплекса тестовых расчетов НДС системы «массив-крепь».

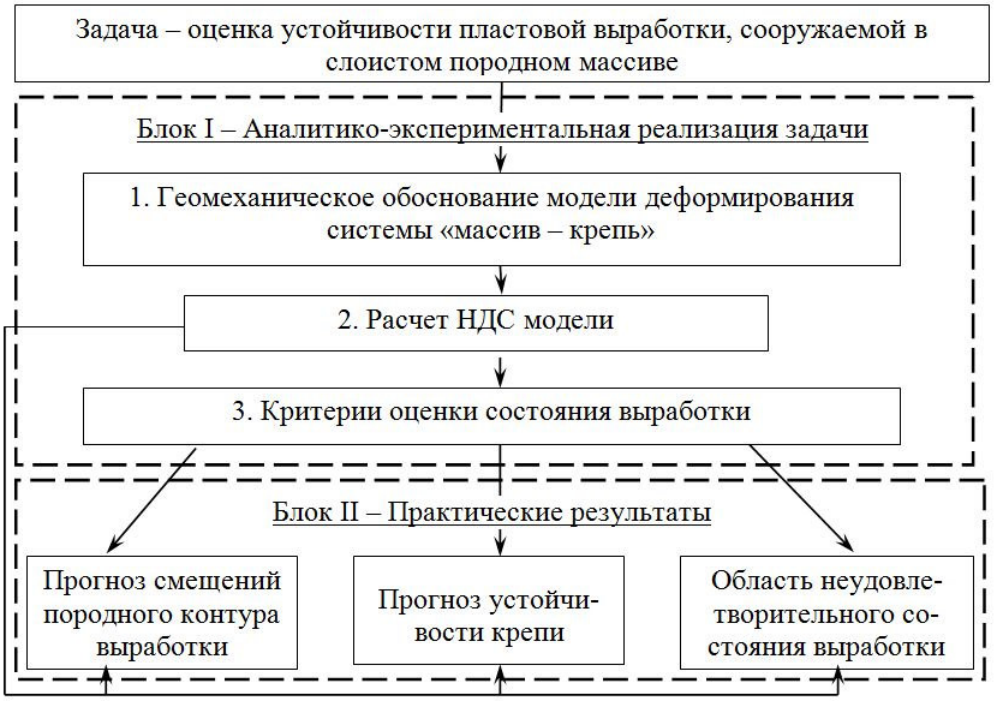


Рис. 1. Общая структурно-логическая схема проведения исследований

Первой задачей является обоснование диапазонов изменения геомеханических и горнотехнических параметров моделируемой системы применительно к условиям шахт, например, Донбасса и включает следующие аспекты:

– наиболее характерный для углевмещающей толщи интервал изменения механических характеристик пород и угля, в том числе, и при запредельном состоянии массива;

– схему вскрытия и способы подготовки рабочих пластов;

– глубину расположения пластовых выработок, их охрану и параметры размещения относительно угольного пласта;

– параметры паспорта крепления пластовой выработки с механическими характеристиками рамной крепи, затяжки и материала закрепного пространства. Решения о постоянстве некоторых из вышеприведенных параметров элементов системы «массив-крепь» принимаются по результатам комплекса тестовых расчетов ее НДС и оценки степени влияния каждого из фиксируемых параметров.

Вторая задача – обоснование размеров исследуемой геомеханической модели – включает две позиции:

– во-первых, обоснование параметров негидростатического начального состояния углевмещающей толщи – условия нагружения границ модели;

– во-вторых, размеры модели устанавливаются по результатам тестовых расчетов ее НДС из условия допустимого отклонения действующего поля напряжений от начального негидростатического на границах модели.

Третья задача – обоснование структуры углевмещающей толщи рабочих пластов – наиболее трудоемкая с точки зрения необходимости выполнения большого количества тестовых расчетов НДС системы «массив-крепь» при переменных ее геомеханических и горнотехнических параметрах в установленных ранее диапазонах изменения. Здесь оценивается влияние на НДС системы четырех факторов:

– угол падения угольного пласта;

– мощность угольного пласта и его механические характеристики;

– мощность породных слоев в границах модели и их механические характеристики;

– условия контакта породных слоев по плоскостям напластования: оценивается поле напряжений и сравниваются с прочностными характеристиками по поверхностям контакта слоев; в результате принимается решение о необходимости моделирования нарушения контактов слоев в определенной области системы «массив-крепь».

Как видно из структуры этапа 1 (см. рис.1), все задачи и подзадачи взаимосвязаны, как это имеет место в реальном объекте. Поэтому процедуры тестовых расчетов необходимо повторять при внесении каких-либо изменений в геомеханическую модель, полученных по результатам предыдущих тестовых расчетов ее НДС. Конечным результатом этапа 1 является построение геомеханической модели, отражающей основные черты процесса деформирования слоистого массива вокруг пластовой выработки.

Геометрические параметры модели выбраны для условий, например, шахт Западного Донбасса (рис. 2), где практически повсеместно распространен погоризонтный способ подготовки шахтного поля, при котором основными подготовительными выработками являются пластовые штреки. Глубина проведения подготовительной выработки $H \approx 200$ м, а размеры выработки в свету: радиус свода – $r_в = 2{,}62$ м, высота прямолинейной части рамы $h = 0{,}9$ м, что соответствует наиболее распространенным на шахтах Западного Донбасса значениям рамной крепи из спецпрофиля СВП. Мощность пласта угля 0,7 м, угол падения 4°, модуль деформации $0{,}35 \cdot 10^4$ МПа, коэффициент Пуассона 0,35. Кроме перечисленных параметров в модели учитывается угол внутреннего трения для угля 30° и породных слоев массива от 12 до 30°. Горный массив представлен аргиллитами, алевролитами и песчаниками, образующими в расчетной области пять породных слоев – три над и два под угольным пластом. Анализ данных, приведенных в работах [1, 2], стал основой для выбора механических характеристик расчетной модели.

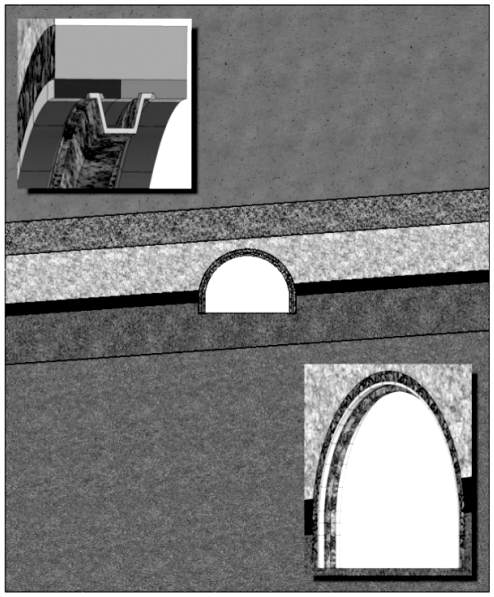


Рис. 2. Конструктивные составляющие модели

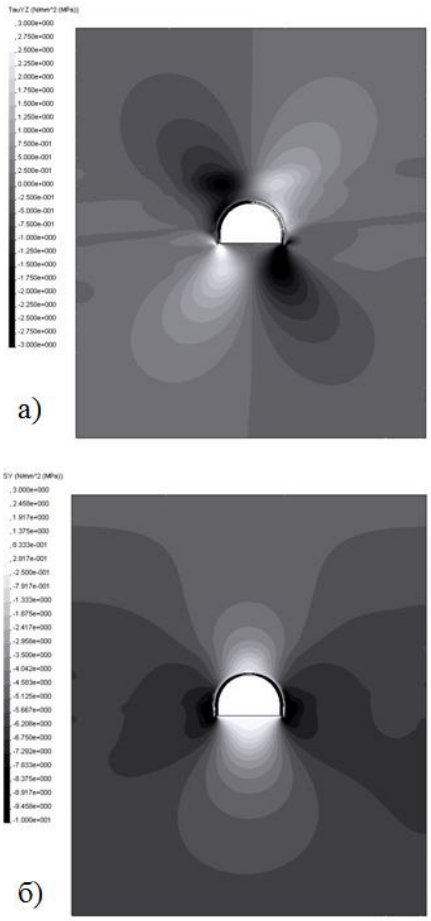


Рис. 3. Эпюры касательных (а) и вертикальных (б) напряжений

Ни глубина, ни физико-механические характеристики пород горного массива в такой постановке задачи не приводят к переходу отдельных исследуемых областей горного массива в состояние пластического течения. Для первичного анализа адекватности созданной модели этого вполне достаточно, поскольку есть возможность сравнить получаемые результаты как качественно, с другими принятыми методиками математического моделирования, так и количественно, с данными, полученными в экспериментальных и натурных исследованиях.

Состав крепи выработки принятый при моделировании, полностью соответствует реальным условиям эксплуатации: трехзвенная податливая крепь арочной формы из спецпрофиля СВП-27; железобетонная затяжка (длина – 500 мм, ширина – 200 мм, толщина – 50 мм); подпятники, препятствующие вдавливанию в слабые породы почвы стоек рамы, которые моделируются плитой толщиной 20 мм квадратной формы размером 200×200 мм. В соответствии с паспортом проведения любой выработки закрепленное пространство должно быть тщательно забутовано горной породой или, как это распространено в Западном Донбассе, заполнено тампонажным раствором. Ширина закрепного пространства, принятого для данной модели, равна 200 мм.

Расчетная модель является трехмерной (пространственной). Полная высота расчетной области составляет 36 м (ось Y), ширина 30 м (ось X) и глубина 0,5 м (ось Z). Схему нагружения для данной модели можно считать классической – вертикальная нагрузка на верхней границе модели принята $\sigma_y = \gamma H$ и равна 5 МПа, на нижней границе вертикальная реакция σ_y учитывает вес модели. На боковых границах модели горизонтальная нагрузка равна $\sigma_x = \lambda \gamma H$, (где λ – коэффициент бокового распора; γ – объемный вес породы).

Анализ результатов расчета методом конечных элементов выполнен по эпюрам касательных τ_{xy}, вертикальных σ_y, горизонтальных σ_x и приведенных напряжений σ .

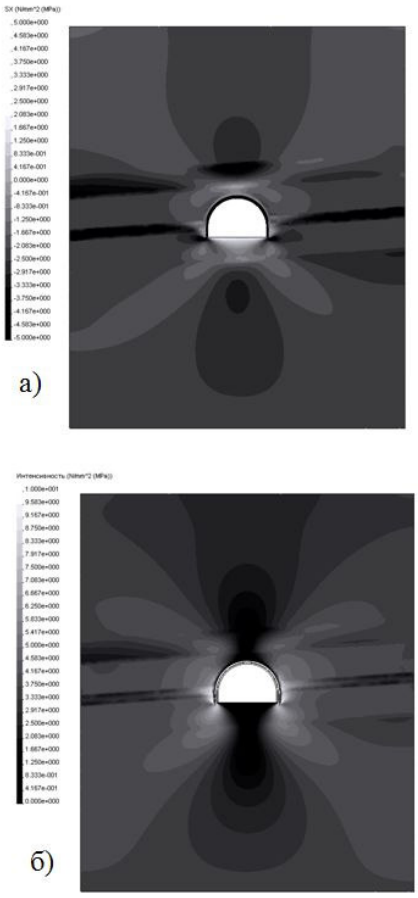


Рис. 4. Эпюры горизонтальных (а) и приведенных (б) напряжений

По эпюрам этих напряжений проанализирована достоверность модели на предмет соответствия классическим представлениям геомеханики деформирования породного массива вокруг выработки. Касательные напряжения в породном массиве имеют возмущения в окрестности выработки на глубину (до 3,8...4,0) $r_в$, а на границах модели практически исчезают, что обусловлено малым углом падения угольного пласта и несущественной разницей между векторами главных напряжений σ_1 и σ_3, а также векторами напряжений σ_y и σ_x (рис. 3, а). При этом наблюдается симметричное изменение знака касательных напряжений практически по вертикальной оси выработки. Эти результаты тестирования модели указывают на соответствие результатов классическим положениям механики твердого деформируемого тела. На рис. 3, б четко видно, что на верхней и нижней границах модели устанавливается равномерное распределение компоненты σ_y, соответствующее величине γH нетронутого массива (5 МПа – на верхней границе и 5,9 МПа – на нижней), что указывает на достаточность принятых вертикальных размеров модели. В боках выработки возмущения σ_y затухают на расстоянии, гораздо меньшем боковых границ модели.

Горизонтальные напряжения полностью стабилизируются только на нижней границе модели (второй породный слой почвы) и равны $\lambda \gamma H$ нетронутого массива (рис. 4, а). На верхней и боковых границах модели имеются колебания σ_x, что объясняется возникновением дополнительных изгибающих напряжений σ_x от прогиба породных слоев в полость выработки и не противоречит классическим положениям механики твердого деформируемого тела. Так, на верхней границе модели посредине верхнего пород-

ного слоя возникают повышенные сжимающие напряжения всего до 25% от $\lambda\gamma H$, что обусловлено его значительной мощностью и максимальным удалением от выработки. На боковых границах модели кривизна нейтральной оси изгиба ближних к выработке породных слоев (в основном кровли) меняет знак и из-за их небольшой мощности колебания σ_x возрастают до 100...120% от $\lambda\gamma H$. Это явление обусловлено учетом слоистости массива. Кроме того, наблюдается увеличение сжимающих напряжений σ_x в угольном пласте, обладающем большей жесткостью и увеличенным коэффициентом Пуассона в сравнении с породными слоями, что характерно для горно-геологических условий Западного Донбасса.

Анализ эпюры распределения приведенных напряжений σ показывает их полную стабилизацию на нижней границе модели (рис. 4, б). На верхней границе модели колебания σ относительно невелики – до 20…25% и обусловлены прогибом породных слоев в полость выработки. Вблизи штрека наблюдается ярко выраженная область разгруженных пород в кровле и почве, а в боках выработки имеется концентрация напряжений, интенсифицирующая процесс пучения почвы в слабых породах. Эти результаты согласуются со сложившимися представлениями [3, 4] о геомеханических процессах в окрестности выработки. Полученные в результате компьютерного моделирования отклонения составляют в среднем 15% от значений напряженно-деформированного состояния реальных условий для натурного горного массива. Данный показатель вполне приемлем для того класса задач, который рассматривался при построении расчетной модели.

Структура выполнения второго этапа блока I – расчет НДС модели – включает две последовательно решаемые задачи:

– исследование НДС системы «массив-крепь» при линейной связи напряжений и деформаций в ее элементах;

– исследование НДС системы, для каждого из элементов которой задаются полные диаграммы деформирования, учитывающие стадии разупрочнения и разрыхления (углевмещающая толща), пластического течения и упрочнения материала (рамная крепь), хрупкого разрушения (затяжка) и уплотнения (забутованное закрепное пространство).

Решение обеих задач предполагает осуществление такого количества вариантов расчета НДС модели, чтобы получить достаточную для практики надежность уравнений множественной корреляции связи полей напряжений и деформаций с основными влияющими параметрами.

Для первой задачи анализируется изменение НДС системы «массив-крепь» с ростом глубины разработки при различных вариантах соотношения модулей деформации близлежащих породных слоев. В результате определяются закономерности развития зон предельного состояния пород вокруг выработки (при заданных прочностных характеристиках породных слоев) и закономерности изменения поля напряжений в рамной крепи. Эти результаты используются как самостоятельные рекомендации по поддержанию выработки при ограниченных зонах предельного состояния массива (породы средней крепости) и в качестве вспомогательной функции при решении второй задачи – расчета НДС системы по полной диаграмме деформирования ее элементов. Ввиду того, что параметры полных диаграмм материалов рамной крепи, затяжки и закрепного пространства достаточно постоянны, основное внимание уделяется параметрам полной диаграммы деформирования породных слоев углевмещающей толщи. Здесь выявляются многофакторные закономерности развития (с ростом глубины разработки) полей напряжений и деформаций в зависимости от сочетания соотношений механических характеристик близлежащих породных слоев: модулей деформации и спада, сопротивления сжатию целостной породы и ее остаточной прочности на сжатие. Полученные закономерности являются базой для разработки методов оценки устойчивости пластовой выработки.

Основными методами расчета, как правило, являются сеточные методы. Адекватность получаемых результатов этими методами прямо зависит от достоверности исходных показателей моделей, на основе которых формируются начальные функции формы, используемые

для дальнейших расчетов. Яркий представитель этого семейства – метод конечных элементов (МКЭ), одним из проблемных участков которого является большое число степеней свободы, что приводит к значительным вычислительным затратам. Уменьшение размерности матриц не только снижает точность получаемых результатов, но иногда бывает невозможным из-за необходимости учета в расчетах элементов конструкций, линейные размеры которых значительно уступают линейным размерам расчетной модели.

Поэтому возникает вопрос о снижении сложности расчетной модели, используемой в исследованиях НДС системы «слоистый массив-выработка» без значительных потерь в точности получаемых результатов. Для решения этой задачи необходимо определить вклад каждого отдельного параметра расчетной модели в конечный результат решения задачи геомеханики.

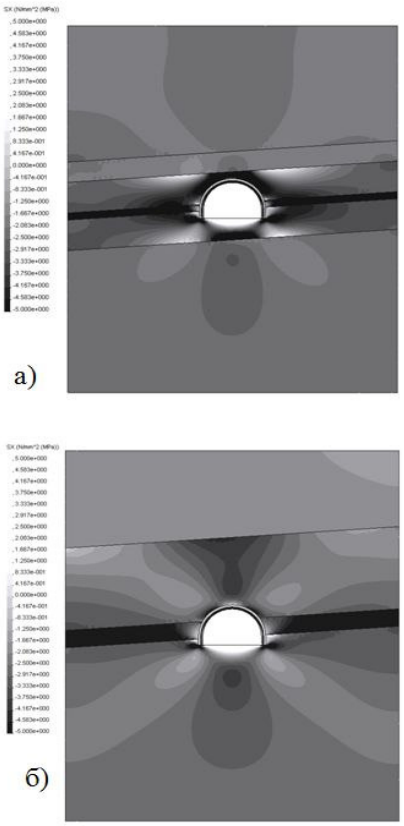


Рис. 5. Распределение горизонтальных напряжений вокруг пластовой выработки в тонко- (а) и крупнослоистой (б) углевмещающей толще слабых горных пород

На данном этапе исследований был проведен анализ полученных результатов по двум направлениям: взаимодействие и геометрические соотношения приконтурных горных пород в окрестности пластовой выработки и влияние на эпюру напряжений соотношений физико-механических характеристик литологических разностей. Выполненные расчеты ориентированы на моделирование реальных условий шахт Западного Донбасса. Были использованы три геометрические модели, охватывающие все многообразие структуры углевмещающего породного массива, для каждой из которых выбраны три варианта механических характеристик приконтурных горных пород: А – наиболее слабая порода над литологической разностью, образующей свод выработки; Б – контуры выработки в своде и почве образованы наиболее слабыми породами; В – все породы обладают сходными характеристиками.

Задача решена в трехмерной постановке для глубины в пределах 180…220 м, с учетом взаимного проскальзывания породных слоев горного массива.

Так как в пределах одной статьи невозможно рассмотреть все полученные в ходе исследований результаты, остановимся на анализе нескольких эпюр горизонтальных напряжений σ_x. На рис. 5 в качестве примера приведены эпюры горизонтальных напряжений при различном сочетании мощностей породных слоев в кровле и почве пластовой выработки с учетом их проскальзывания относительно друг друга.

Наиболее наглядно проявляются горизонтальные напряжения в окрестности выработки от действия изгибающих моментов в каждом породном слое, что порождает следующие закономерности:

– в кровле выработки растягивающие напряжения в нижней части породного слоя переходят в верхней части в сжимающие;

– в почве выработки растягивающие напряжения появляются в верхней части породного слоя, что указывает на стремление пород почвы к перемещению в полость выработки;

– в боках выработки четко выражена зона опорного давления, в которой меняется знак кривизны изгиба породных слоев.

По причине отмеченных особенностей деформирования породных слоев величина горизонтальных напряжений ощутимо зависит от их мощности в зоне действия максимальных изгибающих моментов. Проанализированы также другие аспекты влияния мощности литологических разностей на НДС системы «слоистый массив-выработка».

Во-первых, в почве выработки растягивающие напряжения σ_x распространяются на глубину до (0,45…0,5) $r_в$ и разница в размерах этих областей не превышает 20%.

Во-вторых, в почве выработки на глубине (0,7…1,1) $r_в$ располагается ядро сжатия, величина σ_x в котором составляет (1,34…1,56) $\lambda\gamma H$ и максимальные отклонения для разных моделей не превышают 16,7%.

В-третьих, в породном пласте непосредственной кровли на высоте действия растягивающих напряжений (0,2…0,5) $r_в$ различие компоненты σ_x находится в пределах 7...20%.

В-четвертых, в угольном пласте, несмотря на различия в размерах зоны действия растягивающих напряжений σ_x, оцениваемой (0,6…011) $r_в$, их значения разнятся в пределах до 20%.

В-пятых, в районе опор стоек рамной крепи сжимающие напряжения σ_x достаточно стабильны с относительно постоянной зоной их распространения в (0,46…0,69) $r_в$.

В-шестых, в самой рамной крепи максимумы растягивающих и сжимающих напряжений σ_x для разных моделей имеют незначительные отклонения в пределах от 4,1 до 13,6%.

Для оценки влияния механических характеристик породных слоев моделей использованы для сравнения поля напряжений σ_x для варианта А (рис. 6, а) и варианта В (рис. 6, б). Анализ распределения σ_x указывает на их тесную связь с модулем деформации породного слоя и их соотношением между соседними слоями. Величина напряжений σ_x изменяется в несколько раз на одних и тех же участках модели и поле напряжений существенно преобразуется. Чем выше модуль деформации рассматриваемого слоя в сравнении с соседними, тем больше величина σ_x: более жесткий элемент воспринимает на себя большую нагрузку. Это тем более объясняет снижение максимумов компоненты σ_x в рамной крепи в 2,63...3,95 раза при повышенной жесткости породных слоев непосредственной кровли и почвы. Однако, разница максимумов компоненты σ_x в разных моделях относительно невелика и составляет от 4,4 до 17,8% (для варианта А) и от 0,3 до 8,6% (для варианта В).

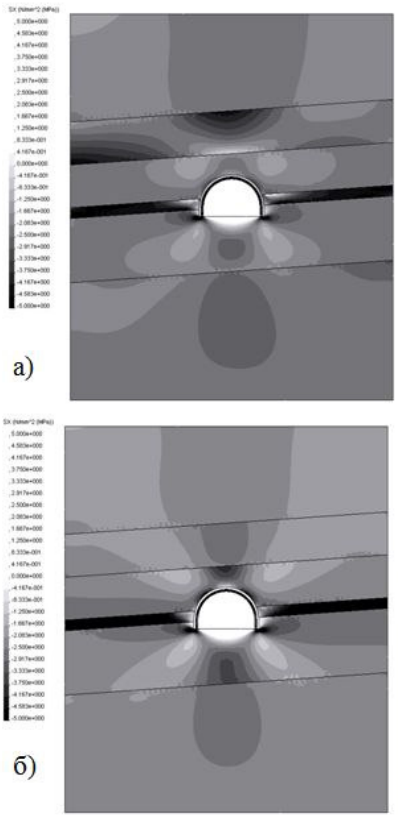


Рис. 6. Распределение горизонтальных напряжений вокруг пластовой выработки в однородной по строению углевмещающей толще, но с различными механическими характеристиками слагающих ее слоев: а – вариант А; б – вариант В

Таким образом, по данным анализа приведенных результатов расчетов напряжений можно сделать следующие выводы:

– мощность слоев горного массива вокруг выработки в значительной степени влияет на картину распределения напряжений в ее окрестности, а при определенных условиях может влиять на величину и расположение зон растягивающих напряжений над сводом и под почвой выработки;

– механические параметры породных слоев в значительной степени влияют на распределение напряжений внутри слоя и для определенных комбинаций таких параметров в расчетной модели при проскальзывании слоев могут формироваться зоны разгрузки в непосредственной близости к выработке;

– комбинация изменения исходных параметров по обоим направлениям анализа пока-

зала, что только в редких случаях изменение одного параметра (геометрические или механические свойства) приводит к значительным изменениям в количественном состоянии эпюр рассмотренных напряжений.

Третий этап блока I включает комплекс критериев оценки эксплуатационной пригодности выработки, которые оперируют двумя факторами:

– напряженным состоянием рамной крепи;

– эпюрой перемещения контура выработки.

Первый фактор включает условия прочности и устойчивости (при образовании ряда пластических шарниров) рамной крепи. Второй фактор отражает эксплуатационные требования, предъявляемые к выработке, надежность и соблюдение правил безопасности при их проветривании, транспорте материалов и оборудования, передвижении людей. Не выполнение какого-либо критерия требует проведения дополнительных мероприятий по повышению устойчивости выработки.

Таким образом, комплекс задач первого блока доставляет все необходимые закономерности и условия для создания практических рекомендаций по прогнозированию устойчивости пластовой выработки в слоистом породном массиве. Приведенная структурная схема выполнения исследований позволяет, на наш взгляд, наиболее адекватно смоделировать особенности деформирования системы «слоистый массив-выработка» и максимально достоверно на современном уровне развития геомеханических методов спрогнозировать проявления горного давления.

Список литературы

1. Яворский В.Н. Обоснование параметров технологии отработки угольных целиков камерами в условиях шахт Западного Донбасса: Дис. ... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГУ, 2000. – 140 с.

2. Усаченко Б.М., Чередниченко В.П., Головчанский И.Е. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизованных породах. – Киев: Наукова думка, 1990. – 144 с.

3. Перлин П.И. Упруго-пластическое распределение напряжений вокруг отверстий // Труды МФТИ. – 1960. – №5. – С.117-134.

4. Глушко В.Т., Виноградов В.В. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления. – М.: Недра, 1982. – 192 с.

УДК 622.26

© В.П. Лазуренко,
В.В. Корнющенко,
Д.В. Мальцев,
М.Н. Кононенко

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ НАКЛОННОГО ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО КВЕРШЛАГА ПО ОСОБО КРЕПКИМ ПОРОДАМ

Розкрито перспективи збільшення швидкості проведення похилого допоміжного квершлагу (ПДК) в умовах ВП «Шахта «Довжанська-Капітальна» ДП «Свердловантрацит». Наведено шляхи збільшення швидкості проведення за рахунок оптимізації паспорта БПР. Розроблений та випробуваний новий паспорт БВР для проведення ПДК.

Раскрыты перспективы увеличения скорости проведения наклонного вспомогательного квершлага (НВК) в условиях ОП «Шахта «Должанская-Капитальная» ГП «Свердловантрацит». Приведены пути увеличения скорости проведения за счет оптимизации паспорта БВР. Разработан и испытан новый паспорт БВР для проведения НВК.

Prospects of increase in speed of carrying out inclined auxiliary crosscut in conditions of mine «Dolzhanskaja-Capitalna» GP Sverdlovantratsit are opened. Ways of increase in speed of carrying out due to optimize passports drilling-and-blasting works are resulted. Drilling-and-blasting the new passport is developed and testing for carrying out inclined auxiliary crosscut.

С начала года трудовым коллективом государственного предприятия «Свердловантрацит» добыто 6 млн. тонн качественного угля. Дополнительно к заданию добытого 1 млн. 519 тыс. тонн угля объем угледобычи увеличился по сравнению с соответствующим периодом 2005 года на 164 тыс. тонн. Средняя нагрузка на лаву составила 1684 т, более 89% всего угля добыто бригадами, обеспечивающими нагрузку на лаву свыше 1000 тонн в сутки. Дополнительно к программе пройдено 5,8 км вскрывающих и подготавливающих горных выработок.

На шахте «Должанская-Капитальная» отработка подготовленных пластов исчерпывается, и вопрос состоит в подготовке следующего, экономически целесообразного, пласта k_6 для отработки которого необходимо пройти наклонный конвейерный квершлаг (НКК) и наклонный вспомогательный квершлаг (НВК) по весьма крепким породам с коэффициентом крепости f = 17…20 по шкале проф. М.М. Протодьяконова .

Следует отметить, что параметры буровзрывных работ (расстояние между шпурами, степень недозаряда, тип взрывчатого вещества, тип вруба, степень замедления шпуров в комплекте и др.) остаются неизменными на период проходки НВК. Эти факторы дают реальную возможность для экономии средств взрывания, физического труда и уменьшают время цикла. Путем научного обоснования параметров БВР можно достичь указанных выше показателей.

При проходческих работах на шахтах Украины накоплен определенный опыт, заключающийся в непрерывном сборе и обработке информации, которая характеризует подбор врубов и вариантов расчета линии наименьшего сопротивления (ЛНС) для каждых индивидуальных условий с дальнейшим обоснованием параметров буровзрывных работ (БВР) [2, 4].

Авторами установлено, что основными параметрами для проведения квершлагов являются: тип вруба, расположение шпуров, степень замедления комплекта шпуров при взрыве, простота буровых работ, тип ВВ.

На рис. 1 представлена неоднородность пород на участке НВК. В этих условиях применение одного паспорта БВР недостаточно, необходимо использовать два или три паспорта БВР. Наиболее актуальным для данных горно-геологических условий является паспорт БВР для крепких и весьма крепких пород.

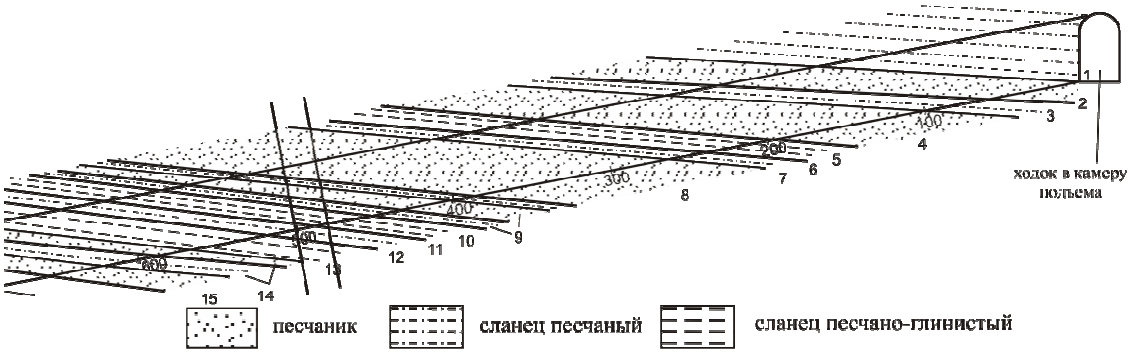


Рис. 1. Проектный геологический разрез по наклонному вспомогательному квершлагу пласта $к_6$ для проведения наклонного вспомогательного квершлага в условиях шахты «Должанская-Капитальная» ГП Свердловантрацит

Для решения поставленной задачи шахтой были предоставлены горно-геологический разрез проводимых квершлагов и исходные данные для определения параметров БВР, которые приведены в табл. 1.

Таблица 1

Исходные данные для определения параметров БВР на проведение НВК

Показатель	Количество
Категория шахты по газу и пыли	не опасная
Ширина выработки в проходке, м	5,67
Высота выработки в проходке, м	3,79
Поперечное сечение выработки в проходке, м²	17,9
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова, *f*	14…20
Бурильная установка	УБШ-313А
Диаметр шпура, мм	43
Глубина шпуров, м	2,2
Тип взрывчатого вещества	Аммонал скальный №1
Тип детонаторов	ЭДКЗ-ПМ и ЭДЗД
Коэффициент использования шпуров	0,8…0,9
Тип применяемой забойки	глина

Расчеты показали, что крепость пород оказывает существенное влияние на линию наименьшего сопротивления, тип вруба, глубину заходки. Другие факторы значительно менее влияют на составление паспорта БВР для данных геотехнологических условий.

По результатам проведенных теоретических расчетов авторами установлено, что проведение буровзрывных работ по весьма крепким породам может осуществляться с помощью различных схем врубов, расположения отбойных и оконтуривающих шпуров. На этапе подготовки и разработки трех паспортов БВР, рассмотренных на технических советах шахты, были оценены преимущества и недостатки применяемых Национальным горным университетом технологий. В процессе анализа и расчета, приемлемых для данных горно-геологических условий были выбраны три паспорта БВР.

Паспорт БВР с пучковым врубом интересен тем, что вруб представляет собой пучки, состоящие из четырех параллельных шпуров. Для создания врубовой полости в первую очередь мгновенно взрывают 9 пучков, площадь врубовой части составит порядка 11...12 м^2. Во вторую очередь, через замедление 15 мс взрывают отбойные шпуры. Через 20 мс взрываются оконтуривающие шпуры по бокам и кровле и в последнюю очередь взрываются оконту-

ривающие шпуры почвы. Основные достоинства паспорта: уменьшение количества шпуров на забой до 25%; сокращение количества ВВ на 27%. К недостаткам паспорта относится: мгновенное взрывание большого количества ВВ, порядка 50% от общего расхода ВВ на забой, что негативно сказывается на устойчивости крепи и законтурном массиве выработки; сложность пробуривания пучка и шпуров имеющимся бурильным оборудованием.

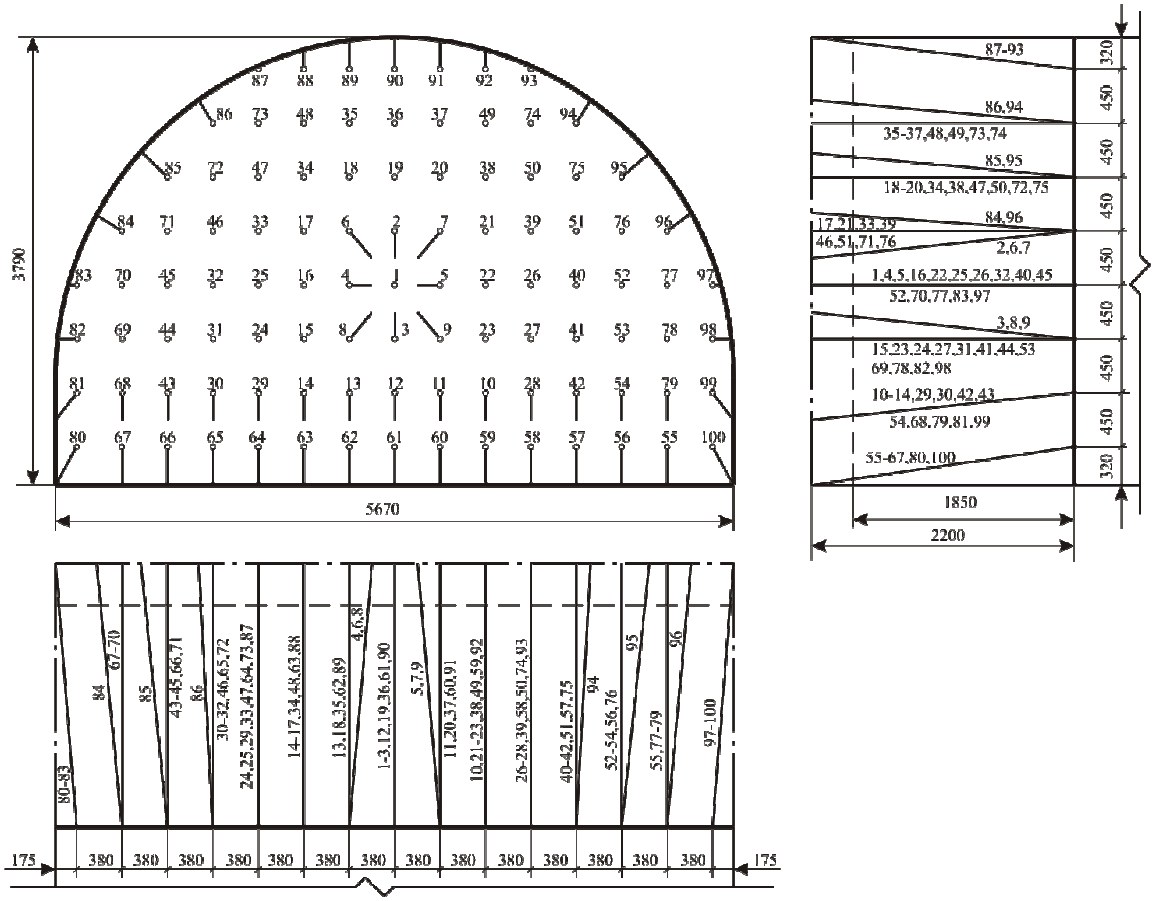


Рис. 2. Действующий паспорт буровзрывных работ для проведения наклонного вспомогательного квершлага в условиях ОП «Шахта «Должанская-Капитальная» ГП «Свердловантрацит»

В результате тесной работы специалистов кафедры подземной разработки месторождений и инженерно-технических работников был разработан результирующий паспорт БВР (рис. 3). Он исключает ряд недостатков и сохраняет преимущества предыдущих двух паспортов. Этот паспорт БВР с применением прямого ступенчатого вруба интересен тем, что он имеет 11 очередей замедлений; во избежание разрушения крепи взрывом все шпуры паспорта расположены под углом 85° к вертикальной оси и направлены в почву выработки. Разработанный паспорт БВР позволил уменьшить количество шпуров на 25%. В табл. 2 представлена характеристика комплекта шпуров, в которую входят углы наклона шпуров по плоскостям забоя, количество ВВ, длина забойки, тип электродетонаторов и их замедление.

Таблица 2

Характеристика комплекта шпуров

Номер шпуров		Количество шпуров в группе	Диаметр шпура, м	Длина, м		Угол наклона шпура к плоскости забоев проекций, град		Масса заряда, кг		Длина внутренней забойки на шпур, м	Средства инициирования взрыва	
от	до			Одного шпура	Всех групп	Горизонтальная	Вертикальная	На один шпур	На всю группу		Наименование	Замедление, мс
1	-	1	0,043	1,4	1,4	90	85	0,75	0,75	0,8	ЭДКЗ-1ПМ	15
2	5	4	0,043	1,7	6,8	90	85	1,25	5	0,7	ЭДКЗ-2ПМ	30
6	7	2	0,043	2,4	4,8	90	85	1,75	3,5	1	ЭДКЗ-3ПМ	45
8	9	2	0,043	2,4	4,8	90	85	1,75	3,5	1	ЭДКЗ-4ПМ	60
10	11	2	0,043	2,4	4,8	90	85	1,75	3,5	1	ЭДКЗ-5ПМ	80
12	13	2	0,043	2,4	4,8	90	85	1,75	3,5	1	ЭДКЗ-6ПМ	100
14	18	5	0,043	2,2	11	90	90	1,25	6,25	1,2	ЭДЗД-5	150
19	30	12	0,043	2,2	26,4	90	90	1,25	15	1,2	ЭДЗД-6	200
31	45	15	0,043	2,2	33	90	90	1,25	18,75	1,2	ЭДЗД-7	500
46	63	18	0,043	2,2	39,6	85	85	1,25	22,5	1,2	ЭДЗД-8	750
64	75	12	0,043	2,2	26,4	90	85	1,5	18	1	ЭДЗД-9	1000

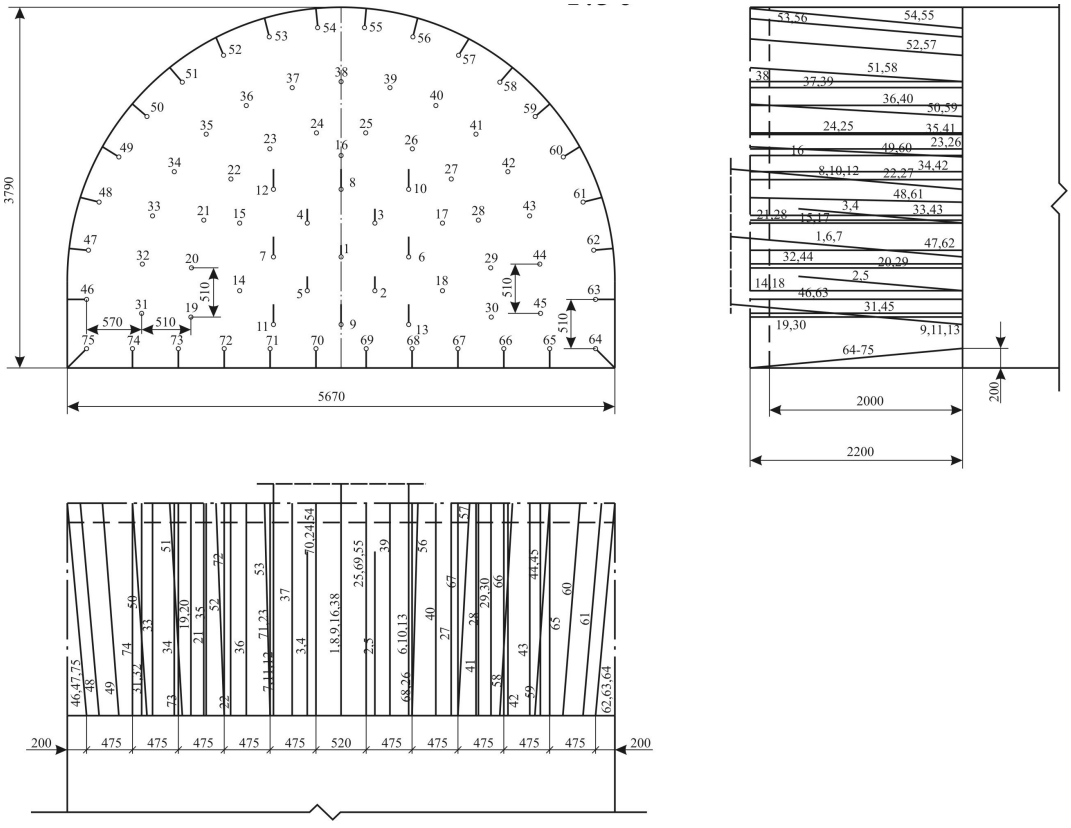


Рис. 3. Предложенный паспорт буровзрывных работ для проведения наклонного вспомогательного квершлага в условиях ОП «Шахта «Должанская-Капитальная» ГП «Свердловантрацит» с прямым ступенчатым врубом

Выполнив графическое построение расположения шпуров в забое качественную картину, характеризующую уменьшение либо увеличение врубовых, отбойных, оконтуривающих по бокам и кровле и оконтуривающих по почве шпуров, отчетливо видно на диаграмме 4.



Рис. 4. Диаграмма изменения количества шпуров на забой в НВК

После выполнения пробного взрыва, при осмотре забоя были получены очень хорошие результаты по дробимости (рис. 5), но даже несмотря на то, что забой был неоднородный по крепости, даже в той части, где крепость пород была по шкале М.М. Протодьяконова f = 20, размер кусков не превышал 300...400 мм. Максимальная длина разлета кусков горной массы не превышала 18 м.

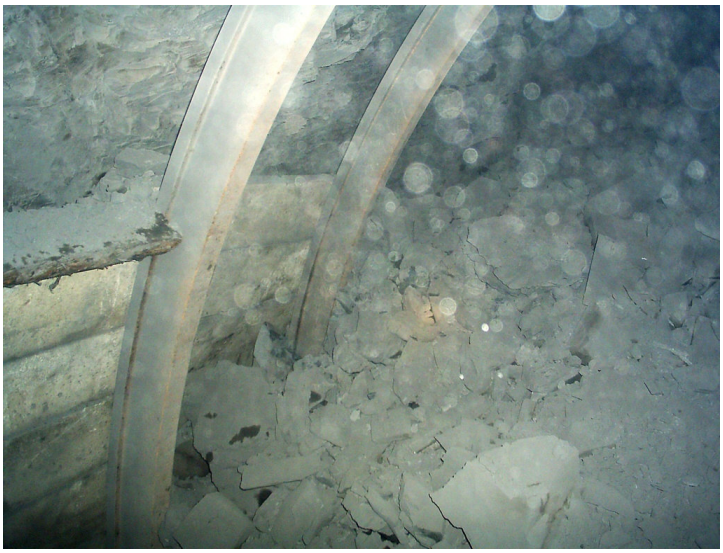


Рис. 5. Внешний вид забоя после проведения пробного взрыва

Выводы. Обоснование рациональных параметров буровзрывных работ при проведении наклонного вспомогательного квершлага в породах с коэффициентом крепости пород f = 18...20 выполнено на основе научного обобщения и анализа передового отечественного и зарубежного опыта с использованием апробированных методик. Предлагаемый способ ведения буровзрывных работ снижает затраты на 25%, что способствует более ресурсосберегающему процессу проведения. Предложенная новая технология ведения буровзрывных работ по весьма крепким породам может быть использована при проведении горных выработок с меньшими поперечными сечениями и в других аналогичных условиях.

Список литературы

1. Дубова И. Энергетическая политика Украины. – 2005. – №6 (www.zerkalo-nedeli.com).
2. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок: Учебное пособие для техникумов. – М.: Недра, 1985, 240 с.
3. Носков В.Ф., Комащенко В.И., Жабин Н.И. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках: Учебник для техникумов. – М: Недра, 1982. – 320 с.
4. Справочник инженера-шахтостроителя. В 2-х т. Том 1 /Под общей ред. В.В. Белого. – М.: Недра, 1983. – 439 с.
5. Разрушение горных пород взрывом /Шевцов Н.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь А.Г. //Учебник для вузов. – 4-е изд. перераб. и доп. – Донецк, 2003. – 253 с.
6. Меркулов А.В., Сильченко Ю.А., Скориков В.А. Проектирование паспортов буровзрывных работ при проходке горных выработок: Учебное пособие. – /Шахтинский институт ЮРГТУ. Новочеркасск: ЮРГТУ, 2002. – 70 с.
7. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.: Норматив, 1992. – 171 с.

УДК 622.454.3

© С.Н. Смоланов,
О.В. Маслов

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАЦИОНАЛЬНЫХ СХЕМ ПРОВЕТРИВАНИЯ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ С КРУТЫМ И НАКЛОННЫМ ЗАЛЕГАНИЕМ ПЛАСТОВ

Наведено схемні рішення повітророзподілу у виробках груп пластів «захисний-викидонебезпечний».

Представлены схемные решения воздухораспределения в выработках групп пластов «защитный-выбросоопасный».

Circuit decisions of air distribution in mining workings of groups of layers «protective – outburst – prone» are presented.

Предпосылками для поиска более эффективных схемных решений, обеспечивающих безопасную отработку защитных пластов, являются неравномерность воздухораспределения в выработках групп пластов «защитный – выбросоопасный», а также относительная локальность наиболее опасного в этих группах источника газовыделения – выработанного пространства защитного пласта. Этот источник отдает газ в выработки вентиляционного горизонта, отсюда вытекает естественная идея осуществлять более рациональное распределение вентиляционных струй на вентиляционном горизонте, исходя из «загруженности» метаном на выходе из очистных забоев данной группы пластов.

Эта идея была осуществлена на шахте "Комсомолец", когда при входе подготовительного забоя по пл. ℓ_3 в зону целика защитного пласта $\ell_4^{н}$ и далее в зону охранного целика наклонного ствола в опережение штрека по пл. ℓ_3 начал интенсивно выделяться метан в объемах, превышающих возможности местного проветривания. По рекомендациям специалистов, с участием авторов, была применена схема проветривания (рис. 1), отличающаяся тем, что исходящая струя соседнего участка по пл. $\ell_4^{н}$ через специальные ходки подавалась в опережение штрека по пл. ℓ_3 и таким образом было обеспечено разбавление метана в опережении до допустимых концентраций. Применительно к рассматриваемой проблеме, данная идея наиболее плодотворно, на наш взгляд, может быть реализована в схемах рис. 2 и 3 (варианты с отводом исходящей струи в сторону массива угля защитного пласта неприемлемы по оче-

видным причинам).

Преимущество этих схем, по сравнению с известными, несомненны. Затраты на их внедрение сравнительно невелики. А при внедрении схем по типу приведенной на рис. 3 могут вообще отсутствовать, поскольку последние достигаются смещением во времени сроков проведения выработок, так или иначе проводимых и при сохранении прежних схем проветривания.

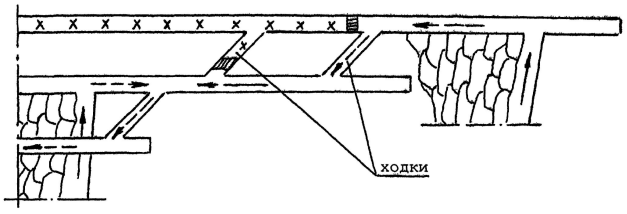


Рис. 1. Схема управления газовыделением по пласту «Мазурка-зап.» шахты «Комсомолец»

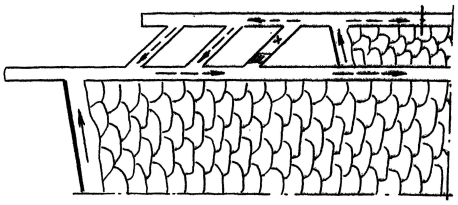


Рис. 2. Схема проветривания с подачей дополнительного количества воздуха через ходки (скважины)

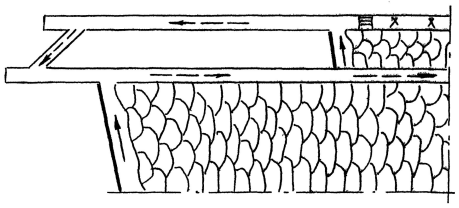


Рис. 3. Схема проветривания с подачей дополнительного количества воздуха через передний промквершлаг

Схема (рис. 2) требует несколько меньше времени на свою реализацию, однако предполагает некоторые затраты на проведение специальных ходков или бурение скважин большого диаметра для обеспечения перепуска вентиляционной струи в выработку с исходящей струей защитного пласта.

Технические преимущества схем рис. 2 и 3 состоят в следующем:

• обеспечивается наиболее полное использование свежего воздуха, поступающего на вентиляционный участок для разбавления метана, выделяющегося из источников данного вентиляционного участка;

• исключается загромождение горных выработок какими-либо средствами для управления газовыделением из выработанного пространства, что весьма важно для самовозгорающихся пластов;

• сравнительно невелики изменения в вентиляционном режиме выработанного пространства, что весьма важно для самовозгорающихся пластов;

• обеспечивается возможность эффективного ведения работ по дегазации защитного пласта (рис. 3), а также выполнение мероприятий по снижению выбросоопасности защитного

пласта;

• обеспечиваются кратчайшие пути выхода людей из лавы в не-загазированную зону в случае выброса газа и угля в лаве защитного пласта;

• обеспечиваются значительно более короткие сроки перехода на новые схемы проветривания (особенно на схему рис. 2) по сравнению с известными способами.

Практическому внедрению предлагаемых схем должно предшествовать всестороннее изучение всех аспектов их применения, определения основных параметров таких схем и области их использования. Однако уже сегодня практикой установлены некоторые укрупненные характеристики новых схем, в частности оценена устойчивость проветривания по этим схемам, влияние их технологии на воздухораспределение в ветвях вентиляционных участков, оценен максимальный шаг проведения ходков или бурения скважин в схеме на рис. 2, их расположение относительно очистного забоя защитного пласта, то есть те характеристики, которые обосновывают возможность применения новых схем и их безопасность.

Список литературы

1. Яблоков Е.С., Волошко Г.И., Шмелев А.И. Совершенствование вентиляционных сетей и методов расчета параметров шахт Центрального района Донбасса. – М., 1987. – 35 с.

2. Поддержание и проветривание выработок глубоких шахт Донбасса /С.С. Гребенкин, Ю.Ф. Булгаков, О.В. Маслов и др. – Донецк: Каштан, 2005. – 256 с.

3. Маслов О.В., Доронин А.Д., Теросипов В.М. Влияние основных технологических процессов на безопасность труда и аварийность глубоких угольных шахт //Эколого-технологические проблемы безопасной отработки угольных месторождений. – Донецк: ДонНТУ, 2004. – С. 20-89.

NEW PRODUCTS AND FORMS OF COMPUTER SERVICES PROVIDED BY THE CENTRE OF COMPUTER SCIENCE OF MINING (COIG S.A.) IN KATOWICE

Zbigniew Koszowski, Jan Horodecki
Central Institute of Information Technology for Mining S.A. Katowice (COIG S.A.)

The article presents the current scope and forms of computer services provided by COIG S.A. and new products functioning in the Internet environment, based on databases running on servers installed in the COIG S.A. Data Processing Centre.

1. INTRODUCTION

In the recent years, the hard coal industry has undergone a deep process of transformation in the area of organisational structure, as well as forms and methods of management. It was connected with the need to adjust the industry to the requirements of market economy, and consequently the situation that resulted on the coal market, causing the need to decrease the productive capacity of mines, decrease employment and effect changes in the organisational structure. In the initial stage of these operations, companies gained independence, in the next stage, there followed the process of combining them into coal companies, and then there was created the organisational system comprising: Coal Company S.A. along with 17 mines, the Jastrzębie Coal Company S.A, comprising 5 mines, the Katowice Group of Companies comprising 6 mines in the Katowice Coal Holding S.A. and the KWK Kazimierz Juliusz Ltd mine, and the mines: KWK Budryk S.A, KWK Lubelski węgiel "Bogdanka" S.A., the Southern Coal Concern S.A. In the year 2007, there occurred another change

in the organisational structure of the Coal Company S.A. Four Mining Centres were created, along with included in them hard coal mines, and that organisational system lasts to this day.

In order to conduct the support of the process of hard coal industry restructuring that was being realised at that time, in 1998 there was accepted a government programme of hard coal mining reform, in which there were secured for the realisation of the restructuring process appropriate financial resources. As a result of the introduction of the mining reform programme, employment has decreased, there is realised the programme of adjusting the productive capacity of mines to current coal demand, and the economical and financial situation of the industry has improved [1].

Managing such a complex organism that was the hard coal mining industry in the circumstances of the conducted changes in management and in the organisational structure of the industry required support in the form of application new generations of computer systems, based on the newest computer science technologies. This support was provided by the Central Institute of Computer Science for Mining S.A. in Katowice, that offered to organisational entities of the hard coal mining industry new management-assisting solutions in the form of corporate complexes of computer systems and Internet portals.

In the article, there was presented a spectrum of computer solutions by COIG S.A., currently servicing entities in the hard coal mining industry, and new generations of already introduced solutions, or prepared for introduction, based on Internet technologies. In later papers prepared by COIG S.A. employees, there are presented, in a greater detail, solutions for selected complexes of computer systems and Internet portals, prepared for management in the hard coal mining industry in new market circumstances.

2. THE SCOPE OF COMPUTER SERVICES PROFIDED BY COIG S.A.

COIG S.A. operates on the Polish market since 1951, providing for mines and coal industry plants in the initial stage of its operation computation services in the area of automatisation of record and accounting, and statictic work realised on statistic machines (tabulators and sorters). Those were mainly services in the range of calculating payments, material economy and coal sales. In the 60's of the last century, at the moment of electronic computation technology appearing on the market, the scope of information technology services provided by COIG S.A. in the range of data processing has significantly expanded. It was a period of part batch data processing, realised on desktop computers running in the COIG S.A. Centre and unificatory computation centres, and after their transformation, in local COIG S.A. divisions. The scope of services provided by COIG S.A. at that time included fields covering: the accounting and financial area, cost accounting, employment and payment economy, material economy, production and investment business and coal sales. It should be stressed that the entirety of services provided at that time was realised basing on computing systems by COIG S.A. [2]. Appearing in the 90's of the last century tendencies among the users of computer systems to process data on their own computer hardware, caused the decreasing of participation of COIG S.A. in the realisation of provided services in the range of data processing for hard coal mining entities. In that period, the work of COIG S.A. was focused mainly on services concerning payment calculation and on signing contracts in the range of giving licence to using application software made by COIG S.A., and contracts for providing maintenance services and author's supervision. In connection with network development of computer solutions, on the world and national market, of increasing significance has become the ensuring data security. In order to meet this demand, COIG S.A. created a special unit in the form of the modern Data Processing Centre, equipped with highly efficient computer hardware, network connections with users through the public network Internet, as well as private networks, and with adequate technical and software means ensuring the security of data processed and stored in the centre. The newly-established Centre made it possible to begin the realisation by COIG S.A. of a new form of providing computer services in the shape of IT outsourcing.

At present, COIG S.A. is a stable, modern IT company, employing several hundred speciaslists, mainly graduates of renowned national universities, in computer, economic and mining faculties, utilising in the realised operations the newest computer instruments, techniques and technolo-

gies. Basing on its Data Processing Centre, the necessary ICT infrastructure, COIG S.A. provides for its clients, within the scope of available services, various forms of IT outsourcing. These are mainly services concerning the providing of network access for users of complex information systems and Internet portals made by COIG S.A., aiding in management of single companies and companies of multi-level organisational structure, as well as services including making available for the clients the Centre's rooms and ITC structure for launching of their own applications. Aside to the above outsourcing IT services, COIG S.A. provides also the delivery of software and hardware platforms, data base and network technology services, design and programming services, consluting services, and services of implementation and technological IT supervision. It should be stressed that the Data Processing Centre complies with all standards and requirements set for this type of structures works for 24 hours and 7 days a week, has several dozens IBM servers, hard drive matrices, Informix and Oracle bases, ICT systems providing communication with the user, hardware and software systems guaranteeing a high degree of the security of processed data and a high quality of services. COIG S.A. is a recognised on the national market IT service provider, offering advanced It technologies and solutions, and their recipients are currently not only clients in the hard coal mining industry, but also government administration entities and health service institutions.

Provided by COIG S.A. IT outsourcing services in the range of calculation are realised basing on the implemented for practical use for a number of years already, in mines and coal companies, IT solutions of the Integrated Company Management System (SZYK), made by COIG S.A. The construction of SZYK was based on the tools of the Informix relation base and a sign graphical interface. Comprising it domain systems, firmly integrated with one another by subject-matter and programme, compassing the following spheres of the mining business: the sphere of accountancy, finances and costs, the sales sphere, the employment and payment sphere, the storage and material sphere and the production sphere. This version of the SZYK system constitutes the basis of the currently realised by COIG S.A. IT service of mines and headquarters of mining companies: the Coal Company S.S of the Katowice COal Holding S.A. along with the Kazimierz JuliuszMine S.A. Ltd, the Jastrzębie Coal Company S.A. (with the exception of the following systems: RCP, HR [Kadry], Payment [Płace]) and the mine "Budryk S.A." Implementing for practical use the solutions of this system brought its users a number of measurable economical effects [3]. It should also be mentioned that for a number of years, COIG S.A., basing on its own IT solutions, realises the IT service of entities in the field of hard coal mining industry (Ministry of Economy, the Industrial Development Agency, S.A.), in the area of current public and industry reporting. [4].

The moral and technological consumption of the SZYK software system, and the growing in the recent years needs of its users for new, more mature solutions, have induced COIG S.A. to begin work on a new version of the SZYK system. First solutions of this generation in the form of web applications from the environments of accounting and finances, employment and payment economy, e-business, and Internet portals are presently utilised in the industry, or are being implemented. A closer description of the functional scope and the actual state of implementations of new generations of IT systems complexes and Internet portals of the SZYK system are given in the later paragraphs of the paper.

3. THE ADOPTED PREMISE OF THE CONSTRUCTION OF A NEW GENERATION OF THE SZYK SYSTEM

Using our experience of many years and results obtained in the area of application of the computer science in the hard coal mining industry, the reported market demands and possibilities given by the Internet, COIG S.A. for a number of years has been realising a broad range of work on creating and providing access for the hard coal mining entities to the new generation of applications functioning in the Internet environment, based on databases running on a COIG S.A. server. This work resulted in the preparing and implementing in the practice of entities of hard coal mining of a number of new solutions of the SZYK system, significantly expanding the [resent scope of this sys-

tem's functionality. In preparing of these solutions, the following objectives were assumed, resulting from the current and predicted development of IT applications:

- preparation of new solutions based on the graphic interface and in every other use, where it will be possible and purposeful, in the form of web application, in a three-layer architecture,
- recording in solutions of the new generation of the SZYK system the Oracle relation base, as the dominating base, with the ability to use, in substantiated cases, in solutions from the environment of the SZYK system, other database solutions, e.g. Sybase IQ in the BI area,
- common use in practice, while preparing new solutions, tools aiding in design and quick creation of applications,
- further development of the domain environment of the SZYK system, by using software for aiding company management in the form of controlling solutions and Business Intelligence class solutions, as well as catalogue services for groups of enterprises (companies), based on shared repositories and replicating environment in the form of an integrated bus,
- full resignation in the near future from host/terminal solutions,
- gradual introduction of new developmental tendencies into working environments by using in them Electronic Workplace solutions, corporate portals, using composite applications,
- ordering of the newly-created solutions of the SZYK system so as to render them available in various forms of IT outsourcing services.

In preparing to the realisation of design and programming work on the new generation of solutions of the SZYK system, it was agreed, that these solutions should meet the following requirements:

- open-system technology, using applications on the principle of multitasking and multiaccess, a high level of reliability and intermodular interaction, real-time operation, internal coherence and high efficiency of databases, a high degree of internal and external protections, the ability to use the applications via the Internet, the possibility to provide different forms of services (autonomic operation, IT outsourcing),
- modular structure, coherence of data in the base, optional selection of some functions,
- software functionality: a transparent structure of modules and functions, parametrisation of software solutions, immediate access, to every class of data, personal selection criteria or through and identifier, work in the modes: operator's, query, prompts, a high level of control mechanisms, a system of prompts, messages and commands, standards of use, a graphic user's interface, access to a tool menu,
- access to elementary information or a desired filter-regulated aggregation level, access to archive data,
- resistance to legal changes and changes of internal regulations involving the ensuring of the ability to personally define the components, algorithms, procedural scenarios and the accounting process,
- the application of Central Directories: Contracting Parties, Structure and Organisation, Material Indices and Central Registers: Workers, Contracts, etc.,
- using a three-layer technological construction based on a database server, application server, web solutions requiring only a web browser on the client's side.

In the structure of construction of the new generation of the SZYK System, there were distinguished the following complexes of information systems and Internet portals:

- Financial and Accounting Complex - SZYK/KFK,
- Employment and Payment Complex - SZYK/KZP,
- Material Logistics Complex – SZYK/KLM,
- Production and Technical Complex – SZYK/KPT,
- Sales Complex – SZYK/KSP,

- Employees' Portal – e-PR,
- The Upper Silesian Tender Platform Portal – e-GPP,
- The Portal of the Central Register of Contracts – e-RU,
- Supplier's Portal – e-ADO,
- Coal Seller's Portal – e-AS,
- Public Reporting Portal – e–SP.

The above-listed new generations of IT system complexes and Internet portals of the SZYK system protect the computer service of single companies as well as companies of a multi-level organisational structure, including the current needs and requirements of the users.

Schemat struktury budowy nowej generacji Systemu SZYK podano na rys. 1.

A functional description of solutions for the most important complexes and Internet portals of the new generation of the SZYK system, aiding in the management sphere, is given below.

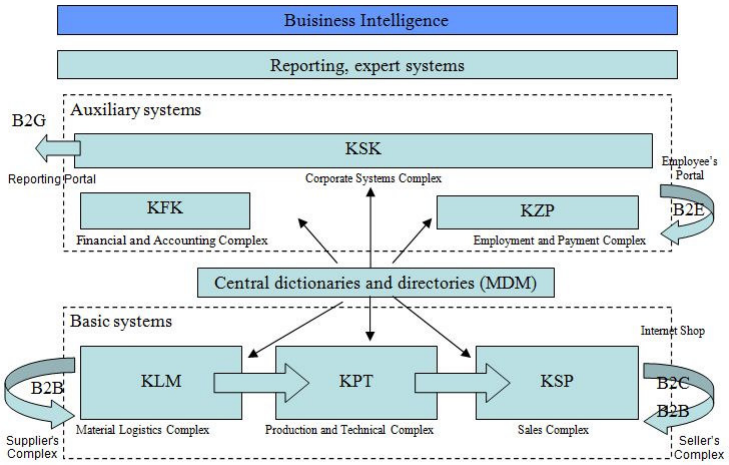


Fig. 1. The structure of a new generation of the SZYK System

4. FUNCTIONAL DESRIPTION OF SOLUTIONS FOR SELECTED COMPLEXES AND PORTALS OF A NEW GENERATION OF THE SZYK SYSTEM

The Financial and Accounting Complex – SZYK/KFK

The new generation of the Financial and Accounting Complex SZYK/KFK provides a full functional range for a developed financial and accounting system, adapted to servicing a company with a multi-level structure. The solutions of the SZYK/KFK Complex can be made accessible from the COIG S.A. Data Processing Centre, where the entirety of the resources of this complex is running on a central server, and using it requires from the users only to have an Internet browser. The solutions used in the SZYK/KFK Complex comply with the requirements of regulations valid in the country and the European Union, and its functional scope includes:

- accounting with respect to formality and management,
- multi-variant and multi-section cost accounting,
- an extensive service of accounting and vindication processes,
- an advanced menu, definable dictionaries and directories, and paths for the circulation of accounting documents, adjustable for the user's needs,
- advanced mechanisms of authentication and access to specific information.

The conducted implementation of the SZYK/KFK Complex in the Coal Company S.A., according to the statements of its users, signifiantly accelerated the course of accounting and financial clearing on the level of a single company, as well as on the Center's level, bringing a number of measurable economic effects.

Employment and Payment Complex – SZYK/KZP

It services all problems from the employment and payment sphere in a company. The SZYK/KZP Complex was prepared basing on experience gained from lasting for many years computer service of this area, changes in the legal environment, as well as comments and suggestions submitted by the users of previous solutions. It is fully integrated with the other complexes of the new version of the SZYK System, it has mechanisms supplying warehouses and data warehouses, and a mobile Internet superstructure in the form of the Employee's Portal. It belongs to ERP class systems, complies with requirements for the convention of Internet use, ensures work in real-time and in multi-access, and in various modes: operator's, query, browsing. It has a modular construction facilitating individual shaping of applications' components, and it is equipped with a coherent graphic interface. The functionality of the SZYK/KZP Complex includes the scopes of: payment calculation with the payment environment, HR and working hours, industry analysis and statistics, controlling in the sphere of employment and payments, work safety problems, including the accident rate. Among the new solutions from the environment of the SZYK/KZP Complex, noteworthy are the mentioned solutions realising the data warehouse in the HR and payment area, and the Employee's Portal. The SZYK/KZP Complex was introduced in the following companies: EMES Mining Service, Haldex, COIG S.A. and in the mine Kazimierz Juliusz Ltd; it is being introduced in the Coal Company S.A.

Material Logistics Complex – SZYK/KLM

Is intended for aiding in company management in the range of supply and material and storage economy. The construction of the SZYK/KLM Complex comprises functionally coherent modules realising:

- repository, being a collection of records, containing information necessary to the functioning of an enterprise, and also for the use of the entire SZYK/KLM Complex,
- planning of purchases in the process of supply economy and planning of consumption along with determining consumption limits and demand limits, at the level of materials groups, organisational units and the entire company,
- supply: tenders, electronic auctions, contracts, demands, orders, the supplier's portal,
- storage management: instructions, incomings, outcomings, warehouses, stock-taking, materials accounting,
- materials management: tools, recovery, clothing, low-value fixed asset account (PNU),
- analysis and control: consumption of materials, logistic indices analysis, reporting.

The SZYK/KLM Complex is integrated with the other complexes of the new generation of the SZYK system. In solutions for the complex, there are provisions for the possibility of transmittong documents electronically with the application ofelectronic signature and of using a bar code reader in document registration. The SZYK/KLM Complex facilitates the realisation of an external logistic chain existing between companies in the modules of: tender, electronic auctions, the supplier's portal, and the realisation of an internal supply chain, existing within a company in the modules of: instructions, outcomings, incomings. The selected modules of the SZYK/KLM Complex have already been introduced in mines and Head Offices of: the Coal Company S.A., The Katowice Coal Holding S.A. and the Jastrzębie Coal Company S.A.

Production and Technical Complex – SZYK/KPT

The functional scope of the SZYK/KPT Complex comprises:

- long-term and operational planning,
- production scheduling with the calculation of demand for basic production resources,
- production resources management,
- mining projects administration,
- production monitoring,
- analyses of the production process.

At present, programming work is underway in the above modules of the SZYK/KPT complex. From among the finished modules, special attention should be given to solutions realising the administration of mining projects, currently being pilot-introduced in the mines: Bobrek- Centre, Piast and Anna -Rydułtowy [5].

Sales Complex - SZYK/KSP

It is intended for aiding in company management in the range of sales. The construction of the SZYK/KLM Complex comprises functionally coherent modules realising:

- planning and preparation of sales,
- management of relations with clients,
- planning and management of transport of goods,
- the service of loading and dispatching of goods,
- supervision and control of the correctness of loading and sale procedures,
- quality control,
- goods transfer service,
- sales invoicing,
- reporting of outcomings and incomings,
- Internet sale,
- intermediate sale network service,
- sales analysis

The SZYK/KSP Complex is integrated with other complexes of the new generation of the SZYK system, and in particular it dynamically transmits sales invoices immediately to registers in the SZYK/KFK complex. In solutions of the complex, a number of documents such as: design, order and authorisation are transmitted electronically with the use of an adequate electronic signature. In paper documentation, there were used bar codes for automatisation of their identification. In solutions aiding in loading, there was applied a full integration with weighing systems, obtaining automatic readings of mass measurements. Modules monitoring and supervising sales are equipped with electronic instruments for positioning vehicles on the scales and digital cameras recording digital photographs in the context of economic events.

The SZYK/KSP Complex has already been introduced in all mines and Head Offices of: the Coal Company S.A., the Katowice Coal Holding S.A., the Jastrzębie Coal Company S.A. and in the mines: Budryk S.A. and Kazimierz Juliusz. For several years, the SZYK/KSP complex has been servicing the sphere of sales in the company NORDKALK S.A., cooperating with an integrated ERP class IFS system.

Employees' Portal – e-PR

It is a modern solution based on advanced technologies of information transmission, giving to every employee of the company the ability to access their own HR and payment data, from any database. An employee of the company who as a personal computer connected to the Internet, needs not leave home and address the HR and payment department, or wait for their tax information, and can access much information about themselves gathered by the employer. Among the information available to an employee, among the most important are: information concerning employment, course of the work, apprenticeships, qualifications, completed courses, information about working hours and absences, data concerning the plan and using one's vacation, data from the payment environment, e.g.: remuneration, benefits, deductions, SII premiums, taxes and others. The portal fulfills the requirements of the Personal Data Protection Act, access to the base is protected by mechanism sused in this type of solutions. Practical application of the Employee's Portal brings benefits both to the employer and employee. The employer saves working time of employees from the employment and payment department, who are relieved at giving the employees information they are interested in, and the possibility to electronically apply for leave, granting free time for overtime, and correction of their own personal data. The e-PR Employee's Portal was introduced in COIG S.A. and in the company EMES Mining Service.

The Upper Silesian Tender Platform Portal – e-GPP

It is a solution offering access to a modern tender platform for conducting electronic auctions with the use of the Internet. The prepared tender platform services the sphere of purchase and the sphere of sale, providing the ability to conduct various kinds of auctions, such as: closed and open auctions with and without extra time, price auctions, multi-variant auctions, and partial auctions. On e-GPP portal, there can be held proprietary auctions, as well as public auctions, regulated by the Law of Public Orders. Previous experience gained in using electronic auctions confirms the possibility of achieving by all participants of the auction concrete and measurable economic effects. The solutions of the e-GPP portal were introduced in the Coal Company S.A. and the Katowice Coal Holding S.A.; it is being prepared for introduction in the Jastrzębie Coal Company S.A.

The Portal of the Central Register of Contracts e-RU

Is an application servicing all civil and legal contracts related to the basic line of business of the company, and its utility values are underscored by the functional and user-friendly graphic interface. It is a multi-access solution, and its practical application requires from the user only an Internet browser. The functional scope of the e-RU portal encompasses: a register of contracts and contracts annexes, applications, contract orders, dictionaries necessary for contracts, the preparation of different kinds of reports and contract archivisation.

Experiences gained from implementing the solutions of e-RU confirmed its extensive utility and practicality of application. The e-RU portal was introduced in the Coal Company S.A., and is being introduced in the Katowice Coal Holding S.A. and the Jastrzębie Coal Company S.A.

Supplier's Portal e-ADU

Is one of the basic modules of the Materials Logistic Complex, making available to suppliers information resources of this complex. The task of the Supplier's Portal is to enable suppliers to fluently join cooperation, beginning from the processes of defining supply sources, through tender and auction processes, to the supply process. A practical implementation of the Supplier's Portal, based on the newest web technologies, facilitates:

- electronic exchange of orders,
- assistance in automatic creation of proof of material's delivery by the supplier and authorisation for the driver delivering the materials,
- invoicing of deliveries by the supplier or recipient basing on contract, order and material supply data confirmed by the Supply Department,
- current information on the status of the payment for the realised supply of material,
- current control of suppliers with respect to contract realisation.

Solutions of the e-ADU Portal are now being introduced in the Katowice Coal Holding S.A.

Authorised Coal Seller's Portal e-AS

The widespread introduction in the mines of the Katowice Coal Holding S.A. of the SZYK/ZBYT WĘGLA computer system, servicing the entirety of of problems related to dispatch and sale of coal and the commonness of the Internet, created the possibility of designing a tool for the Head Office of KHW S.A., enabling a coal seller to effectively compete on the market by implementing external networks in servicing contracting parties. The prepared Authorised Coal Seller's Portal e-AS serves the consolidation of networks of authorised coal sellers located in the whole country, by offering electronic ordering of coal, settling orders, monitoring of the supply's progress and realisation of payment. The users of the e-AS Portal are employees of 187 companies of authorised coal sellers, mines and the Head Office of KHW S.A.

Public and Industry Reporting Portal e-SP

The introduction of computer systems in organisational entities of the hard coal mining industry has created conditions for planning computer solutions based on data warehouses, realising the model of "IT service in the range of public and industry reporting. This model is based on net-

work IT solutions in COIG S.A., connected through an industry network or the Internet with networks in head offices of coal companies and independent mines [4]. A new layer in the corporate model of data has come into being, the so-called data repository, comprising the data warehouses:

- SZYK-BI Data Warehouse, containing operation data from mines,
- SZYK-HDS Statistical Data Warehouse, containing data aggregated on the level of individual public and industry reports.

The SZYK BI Statistical Data Warehouse makes it possible, with the help of Business Intelligence tools, in-depth assessments and analyses of mines' operation, by granting access to the information source. Data Warehouse was launched for over 200 users in the Coal Company S.A. and the Katowice Coal Holding S.A., facilitating the performing of controls of the most important business processes inside the company. On the other hand, the HDS Statistical Data Warehouse, constituting a separate layer of data, makes easier in the corporate model the process of creation, negotiation and approval of public and industry reports both on the level of boards of coal companies and on the industry level, giving the possibility of switching entirely to electronic reporting. Basing on the HDS Data Warehouse, there was created the central System of Electronic Public and Industry Reporting, realised in the Internet technology, currently servicing the Katowice Division of the Industrial Development Agency S.A. The range and multitude of of information and indices being collected in the e-SP Portal, apart from the function of fulfilling the needs of public and industry also provides the basis for assistance on the industry level of monitoring the process of restructuring the hard coal mining industry.

5. SOURCES OF ECONOMICAL EFFECTS RELATED TO THE INTRODUCTION OF PRODUCTS OF THE NEW GENERATION OF THE SZYK SYSTEM

Experiences gained from the introduction of the SZYK system solutions in organisational units of the hard coal mining industry, and the information obtained from its users indicate a high efficiency of its practical application. Among the main sources of economic effects resulting from the implementation of the solutions of the SZYK system, are the following:

- decreasing of labour consumption of performing in the company analytic and accounting procedures in the spheres of: financial and accounting settlements, payment calculation and settlement, materials management, coal sales by conducting their full and complex automation within the framework of the introduced SZYK system,
- creating a possibility of automatic data transmission between domain systems of individual complexes comprising the SZYK system,
- providing the company's management with a modern tool aiding in administration.

6. CONCLUSIONS

1. The Centre of Computer Science of Mining S.A. for years has gathered proceless experiences, making it possible to create optimal, reliable computer solutions based on the newest ITC tools and technologies, and web solutions ensuring a high level of security and quality of provided services, adjusted to the constantly growing needs of its clients.
2. The requirements of market economy and the creation in the hard coal mining industry of coal companies as multicompany units has brought about the need to design computer solutions realising application services related to giving Internet access to centrally created databases.
3. The introduction to practical use of new products of the SZYK system and Internet Portals, enables its users to further improve the general course of record and accounting, and controlling work, and consequently lower the costs of operational activity of organisational units, where these products were introduced.
4. As a result of COIG S.A. beginning work on new corporate solutions and Internet portals providing assistance in the sphere of management and implementing them into practice, the

new generation of the SZYK system has become a modern tool that meets the needs of its users.

Literature

1. Pyka. J., Pawełczyk E., Madejski A.: Economic and Financial implications of restructuring of hard coal mining in the years 1998-2002 (Ekonomiczno-Finansowe implikacje restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w latach 1998-2002). Wydawnictwo "Dom Organizatora". Toruń , 2006.
2. Koszowski Zb., Syrkiewicz J.: "Directions of changes in Computer Service of Hard Coal Mining" (Kierunki przemian w obsłudze informatycznej górnictwa węgla kamiennego). Wiadomości Górnicze no. 10/94.
3. Koszowski Zb., Syrkiewicz J.: Effectiveness of Introducing an Integrated System of Aiding in Management – the SZYK System in the Hard Coal Mining Sector. PTI – The Effectiveness of Application of Computer Systems – Vol. III (Efektywność wdrażania zintegrowanego systemu wspomagającego zarządzanie – system SZYK w sektorze górnictwa węgla kamiennego. PTI-Efektywność zastosowań systemów informatycznych – tom III). Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warsaw, Szczyrk 2002.
4. Rymaszewski St., Syrkiewicz J.: Statistical Data Warehouse HDS for the Service of the Hard Coal Industry (Hurtownia Danych Statystycznych – HDS dla obsługi branży węgla kamiennego). School of Economy and Administration in Mining (Szkoła Ekonomiki i Zarządzania w Górnictwie). Krynica 2006 rok. AGH Publishing House. Cracow, 2006.
5. Piotrowski K.: Mining Projects Management through the Task Management Module in the SZYK System (Zarządzanie projektami górniczymi przez Moduł Zarządzania Zadaniami w Systemie SZYK. School of Underground Mining (Szkoła Eksploatacji Podziemnej) 2007. Szczyrk 2007. IGSM and E PAN Publishing House, AGH. Cracow 2007.
6. Kraus W.: Computer Aid for Coal Sales Procedures and Contact with Clients on the Example of the Authorised Seller's Portal e-AS. (Informatyczne wspomaganie procedur sprzedaży węgla i kontaktów z klientami na przykładzie Portalu Autoryzowanego Sprzedawcy e-AS). School of Underground Mining 2007. Szczyrk 2007. IGSM and E PAN Publishing House, AGH. Cracow 2007.

УДК 622.013

© Д. Ф. Зенюк,
Е. И. Логачёв

УСТАНОВЛЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРОЦЕССА ФИЛЬТРАЦИИ НАЛЕГАЮЩИХ ПОРОД НА ВЕЛИЧИНУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЧИСТОЙ РУДЫ

Встановлена міра впливу коефіцієнта фільтрації пустих порід, які налягають на величину видобутку руди.

Установлена степень влияния коэффициента фильтрации налегающих пустых пород на величину извлечения руды.

The degree of influence of factor of a filtration of leaning dead rocks on size of extraction of ore is established.

Дополнительным процессом засорения руды является фильтрация налегающих пород сквозь пустоты, образующиеся между кусками обрушенной руды. При высокой кусковатости руды и мелких засоряющих породах мелкие частицы породы при выпуске проникают в зазоры между кусками руды и быстрее их достигают выпускного отверстия, обусловливая преждевременное засорение. Таким образом, чем мельче порода и крупнее руда, тем раньше наступает засорение, а извлечение чистой руды уменьшается. Проникновение пустых пород в руду называют фильтрацией пород, а его интенсивность характеризуют коэффициентом фильтрации $k_ф$ [1]. В общем случае величина коэффициента фильтрации определяется из выражения, уд. ед.

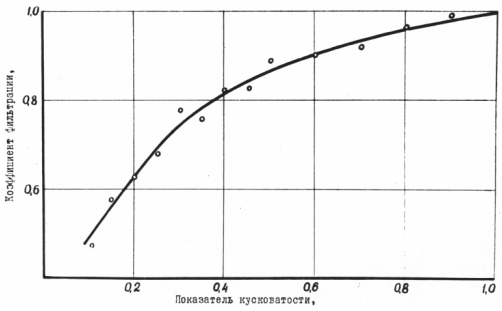


Рис. 1. Зависимость коэффициента фильтрации от кусковатости засоряющих пород и руды

$$k_ф = \frac{Q - Q_n}{Q},$$

где: Q – объём (количество) чистой руды, выпущенный из выпускного отверстия до начала засорения в условиях отсутствия фильтрации; Q_n – объём (количество) чистой руды, выпущенный из выпускного отверстия, до начала засорения при протекании процесса фильтрации.

В свою очередь критерием протекания процесса фильтрации является величина коэффициента k кусковатости (крупности) налегающих пород который, в общем случае равен $k = \frac{d_n}{d_p}$, где d_n и d_p – соответственно средний диаметр кусков налегающих пород и средний диаметр куска руды. В случае $k > 1$ процесс фильтрации исключён, при $k < 1$ – наблюдается фильтрация пород.

Изменяя гранулометрический состав обрушенной руды и налегающих пород в лабораторных условиях была получена эмпирическая зависимость величины $k_ф = f(k)$. Обработка статистических данных позволила получить зависимость величины коэффициента фильтрации

$$k_ф = \frac{6{,}6}{1 + 5{,}6k}.$$

При этом величина корреляционного отношения составляла R=0,92, что свидетельствует о достойной тесноте связи исследуемых параметров. На рис. 1 представлена зависимость $k_ф = f(k)$.

Воспользовавшись лабораторными данными был установлен характер изменения величины извлечения чистой руды при увеличении расстояния между выпускными отверстиями l и изменением высоты слоя обрушенной руды h при коэффициентах фильтрации 0,95-1,0 (кусковатость засоряющих пород и руды примерно одинакова) и 0,75-0,8 (отношение среднего диаметра куска породы к среднему диаметру куска руды около 0,4) (рис. 2). Сопоставление данных графиков (рис. 2) показывает, что изменение коэффициента фильтрации $k_ф$ с 0,95 до 0,80 приводит к уменьшению извлечения руды до начала засорения с 0,49 до 0,43 уд. ед. при отношении $\frac{h}{l}=5$ и с 0,69 до 0,56 при отношении $\frac{h}{l}=8$.

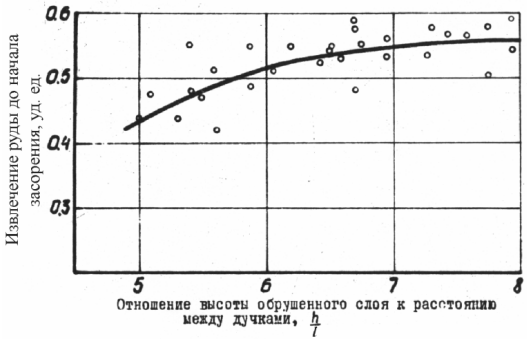


Рис. 2. Зависимость извлечения чистой руды до начала засорения от отношения $\frac{h}{l}$ при коэффициентах фильтрации равном 0,8

Для рассмотренных условий лабораторных исследований была получена эмпирическая зависимость (R≈0,94) величины изменения чистой руды $И_ч$ до начала засорения от определяющих факторов, уд. ед.

$$И_ч = k_ф\left(\frac{4{,}7}{h}-3\frac{l}{h}+0{,}98\right).$$

Анализируя полученную зависимость видно, что определяющим фактором, влияющим на величину извлечения чистой руды в условиях процесса фильтрации является, прежде всего, расстояние между смежными центрами выпускных отверстий и коэффициент фильтрации.

Проведенные исследования позволили установить ряд условий, позволяющих повысить эффективность очистных работ. В случае необходимости обеспечения извлечения руды из блока в системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород в количестве 60-70% от обрушенного объёма руды буровзрывным способом необходимо, чтобы выбранные параметры очистных работ обеспечивали отношение между высотой h обрушенной (расположенной) рудой над выпускными отверстиями и расстоянием l между их центрами в пределах $\frac{h}{l}$≈7-8. Это соотношение достигается либо изменением высоты обрушаемого слоя руды буровзрывным способом в конечной стадии отработки блока на стадии очистных работ, либо выбором рациональной высоты отрабатываемого подэтажа и расстоянием между центрами выпускных выработок на стадии проектных работ.

Обеспечение плановых качественных и количественных показателей добытой руды достигается за счёт создания в верхней части обрушенного массива блока, граничащего с налегающими породами, условий отбойки, при которых средний диаметр куска руды будет меньше или равен среднему куску налегающих пустых пород. В этом случае будет выполняться условие, при котором процесс фильтрации исключается. Если же процесс фильтрации неизбежен (по технологическим условиям), то количество чистой руды, добытой до начала засорения, будет пропорционально коэффициенту фильтрации и расстоянию между центрами выпускных отверстий и обратно пропорционально высоте обрушенного массива, расположенного над приёмными выработками днища.

Список литературы

1. Куликов В.В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.

mgr inż. Augustyn Holeksa
mgr inż. Piotr Chmiel
dr inż. Mieczysław Lubryka
mgr inż. Jerzy Śliwiński

PARTIAL MINING IN THE SAFETY PILLARS FOR THE SHAFTS OF THE MINE "JAS-MOS"

Abstract:

The mining of stone coal strata causes tension and deformation stresses in the massif of orogen and in this connection some deformations of the area and of the shaft tube, too. To protect theses objects from being damaged safety pillars are set up.

A safety pillar is a part of orogen under a protected object in the shape of a truncated cone (and with an angle of Ψ dependent on the category of resistance of the object) which is mined on a limited scale. The pillar contains some coal resources which are difficult to excavate. The term of safety pillar was established decades ago and it fulfilled its role in the so called "shallow mining". In the case of deep mining of today already considerable resources are contained in the safety pillar which are very valuable because of their near situation and very high geological knowledge.

The authors of the paper present on the grounds of observations and geodetic measurements carried out in three mines working coal strata at the depth below 400 m, in which, in different degree, the bounds of safety pillars of the pit shafts have been disturbed and on the grounds of numeric calculation verifying the measurements a new shape of safety pillar for the pit shaft (having a bulgy shape and not that of a truncated cone) making it possible to win back a part of resources disturbing the stability of pit shaft tube. This doesn't require additional investment costs and assures an unmenaced functioning of the pit shaft.

New computer techniques and their turbulent development in the recent years have made it possible to build a theoretical model of the orogen possessing variable geo-mechanical parameters and a high degree of complication. Numerical calculations carried out on its basis make it possible to "observe" any phenomena occurring in the orogen, their interpretation and comparison with geodetic measurements in a reality- near way.

The paper presents the process of modelling a lot of variants of the orogen being different in their properties and containing mining excavations; a pit shaft and an output wall in many configurations It also presents maps of distribution of partial stresses in the whole volume of modelled orogen formed on the grounds of numeric calculations.

A graphic visualization of modelled orogens and maps of distribution of partial stresses during the presentation of the paper increase the attractiveness of the topic, which enables the audience to understand, in an easy way, the geo-mechanical phenomena occurring in the orogen close to protected pit shaft.

Making use of the above conditions in he Stone Coal Mine "JAS-MOS" in Jastrzębie Zdrój a way of mining the region of safety pillar " JAS-V" was designed, which allows, thanks to elongation of he course of the walls, to additionally win about 775 thousand tons, which makes 3,5 output of the mine a month.

1. Introduction

Exploitation of the coal beds occurring under the region covered with buildings and close to pit shaft excavations has been causing and is still causing essential problems connected with the protection of these buildings. The safety pillars left behind protect these built structures and excavations from negative influences of the mining in a sufficient way but the accepted construction of the pillars and their shape cause the surface of deposits which is contained in them to grow proportionally to the square of the depth of its occurrence.

The phenomenon can have a special significance at the beginning of mining at deeper and deeper levels, because the deposit contained in the safety pillar is enormously attractive with regard to accessibility.

Observations and tests **[Lubryka 2000]** carried out in nature for many years show that inindividual cases, when deformation parameters of the orogen in the region of the pillar- dependent on local mining, geological an d technical conditions are known well, there isa possibility of changing the bounds of the pillar, especially with regard to big depths.

In the mine "JAS-MOS" the exploitation of a group of deposits occurring at the depths of below 400 m, situated inside the safety pillar of the pit shaft JAS V was started. The mining was preceded by carrying out a number of expertises defining the influence of the planned mining on the behaviour and safety of the buildings on the surface and on the pit shift tube.

The mining, now being carried out inside the safety pillar makes it possible to observe the phenomena happening in the orogen and their influence on the buildings on the surface and the state of the shaft excavation.

These observations will be carried out for many years and one will be able to have a fullsight of the phenomenon of the influence of disturbance of the safety pillar of the shaft JAS V, caused by exploitation, on the state of the pit shaft tube. The authors of this paper are analysing the beginning phase of the phenomenon having, to speak frankly, only scarce geodetic measurements and observations of the state of pit shaft tube collected for quite a short time but they allow us to draw first conclusions any way.

2. The designed mining

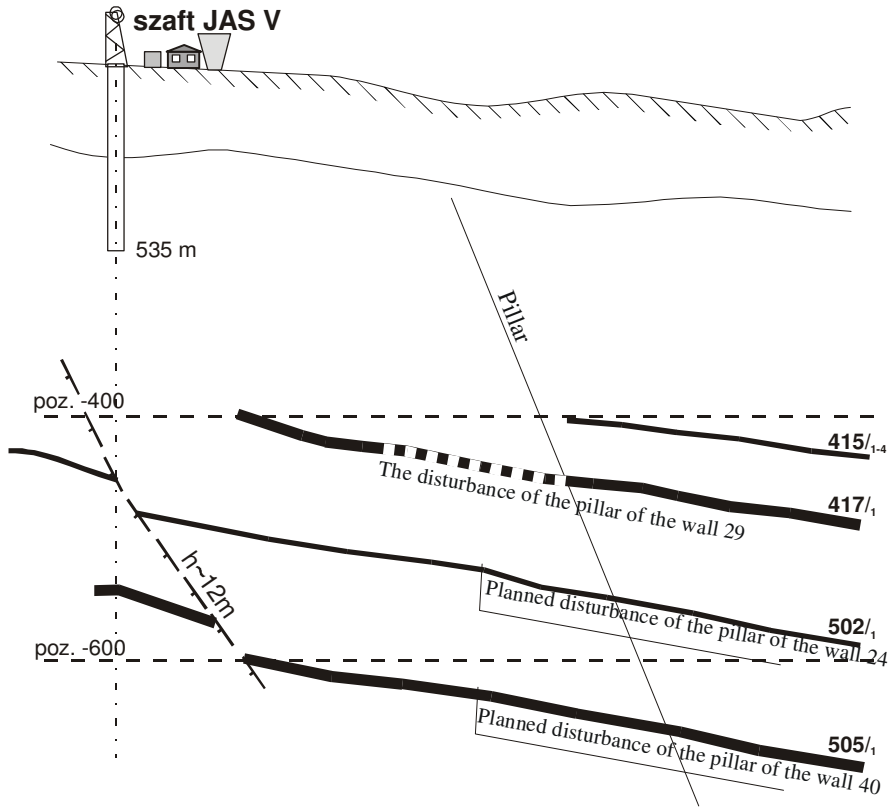
In the northern region of the safety pillar for the pit shaft JAS V the mine "JAS-MOS" exploited the wall 29 in the coal bed 417/1 already in the years 1999-2001 disturbing the pillar at the length of 175 m.

Now the wall 24, the coal bed 502/1 is being mined. The exploitation of this wall in the year 2003 will disturb the pillar of the shaft at the length of 150 m. In the years 2005-2007 the wall 40, coal bed 505/1 will be still worked, disturbing the pillar at the length of 150 m.

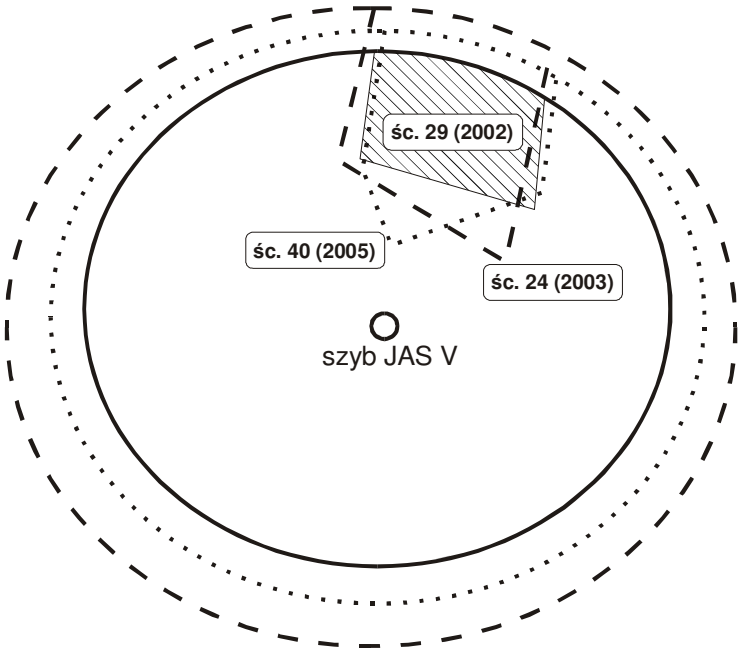
3. The influence of the mining inside the safety pillar on the state of the shaft lining.

The influence of the mining exploitation on the shaft shows as deformations causing a lot of damages in the shaft:

- vertical compressing deformations cause spalling, crushing, bursts and fall-out of shaft lining fragments, bending and buckling the guides and pipe lines
- •vertical stretching deformations can cause the formation of fissures, horizontal bursts in the shaft lining and fall-out of its loose fragments into the shaft as well as breaking guides and pipelines.
- horizontal compressing deformations can cause spalling, crushing of the lining and fall-out of its fragments into the shaft as well as buckling of the bunton and the deformation of the shaft shield
- horizontal stretching deformations can cause the formation of bursts and fissures in the lining, deformation of shaft shield, breaking buntons and fall-out of the lining fragments into the shaft.
- the deflection of the shaft can make the traffic of the gin tubs in the shaft difficult or even impossible and cause the wear-off of shaft guides.
- The curved shaft, it means an uneven deflection of the shaft axis, can cause the formation of bursts and horizontal fissures in the lining and difficulties in the traffic of the gin tubs.



Drawing 1.
Simplified vertical cross section of the deposit in the region of the pit shaft JAS V.



Drawing 2.
The bounds of the pillar of the pit shaft JAS V and the range of its disturbance caused by exploitation

4. General description of the pit shaft JAS V.

The shaft was hollowed in the years 1962-1964 to the depth of 535 m (coal bed – 240). It has a diameter of 5,50 m and the shaft lining has got two layers – a brick layer and a concrete layer. The shaft sinking was carried out in a shooting method to the depth of 260,0 m. The orogen was frozen. To the depth of 293,6 m four water -bearing horizons were encountered. The bounds of safety pillars were defined for the pit shaft for the generating line formed Ψ - 58º. Within the safety pillar there were surface buildings of the shaft infrastructure, too.

The shaft lining is differentiated and its kind and thickness have been specified below:

0,0 – 55,0 m	- the lining is made of clinker bricks, class "350", 0,64 m thick + concrete jacket, 0,13 m thick
55,0 – 136,0 m	- concrete lining – 0,70 m + clinker bricks – 0,38 m
136,0 – 164,0 m	- concrete lining – 0,70 m +clinker brick – 0,25 m
164,0 – 242,6 m	- concrete lining – 0,70 m + clinker brick – 0,38 m
242,6 – 270,0 m	- concrete lining – 0,85 m + clinker brick – 0,38 m
270,0 – 276,4 m	- concrete lining – 0,85 + clinker brick – 0,68 m
276,4 – 290,5 m	- brick lining made of bentonites BSz-3, 1,00 m thick
290,0 – 322,0 m	- concrete lining – 0,85 m + clinker brick – 0,38
322,0 – 535,0 m	- monolithic concrete lining, 0,60 m thick

On the grounds of the control of the brickwork of the shaft JAS V before the start of mining exploitation in the shaft pillar the technical state of the shaft lining was found to be good.

No fissures in the brickwork could be stated and refluxes in the upper section of the shaft only manifest some scratches and little fissures.

Possible, small damages in the shaft JAS V which formed due to the disturbance of the safety pillar are not dangerous because in 1999 the winding gear of the shaft was dismantled giving it the function of an outtake ventilating shaft and, in addition to it, a total removal of the shaft is planned for the year 2005.

After removing the winding gear the control of the shaft brickwork is carried out once a year s from the rescue winding gear and once a month a control is made by illuminating the regions of shaft bottoms.

5. Prognosticating the deformations of the shaft caused by carried out and planned exploitation .

To the moment of the start of working the wall 29 in the region of the shaft JAS V depressions of 470 mm were registered and they were caused by two factors:

- dehydration of the orogen lasting for many years (the amount of water drained from the shaft decreased twice as much in that time). It is estimated that depressions which formed due to it are uniform, they didn't cause essential deformations of the surface and they could cause vertical deformations ε zw = 0,54 mm/m
- influence of the off pillar mining - it caused a maximum depression w = 255 mm at the height of the shaft trunk. This depression decreases with the depth and at the depth of about 300 m it reached the value of about w=30 mm. It came to the deflection of the shaft in the northern direction – this deflection had the biggest value u=250 mm at the height of the shaft trunk and it decreases with the depth. At the depth of 300 mm it reached the value of about w=30mm. These influences caused vertical compressing deformations with the maximum value εz = 0,8 mm/m at the depth of 100 to 200 m.

So, the total vertical deformation of the orogen around the shaft reached the value of about 1,34 mm/m.

Owing to the direct influences the ventilating building was lowered by 280 m to 313 m. It caused the changes of the deflection of the building T<1,6 mm/m in the northern direction.

The region of the trunk of the shaft V and of the ventilating building was deformed horizontally having the values of εx =1,2 mm/m. Generally the protected area in the region of the shaft V and the ventilating building were deformed significantly less than permissible for the 1st category of protection of mining areas.

For all planned walls a prognosis of the deformation of the shaft tube caused by the carried out or planned mining was done. The EDNI-programme elaborated by J. Białek was used. This programme carries out a prognosis of deformations making use of the formulae of temporal – spatial variant of the theory by W. Bydryk - S. Knothe and (optionally) of extensions of these formulae elaborated by J. Białek. This programme takes into consideration the development of the mining in the time and gives a possibility o getting prognoses of indexes of deformations treated as the increase of their values from the date of a determined date to the day of a determined date and makes it possible to get a prognosis of temporally extreme values of deformations called historically biggest quantities.

On the grounds of results achieved from the programme maps of deformations of the region around the shaft were made depicting the depression, inclination and horizontal deformation caused by the mining done and planned. A prognosis was made for 7 calculation points situated in the shaft JAS V every 100 m

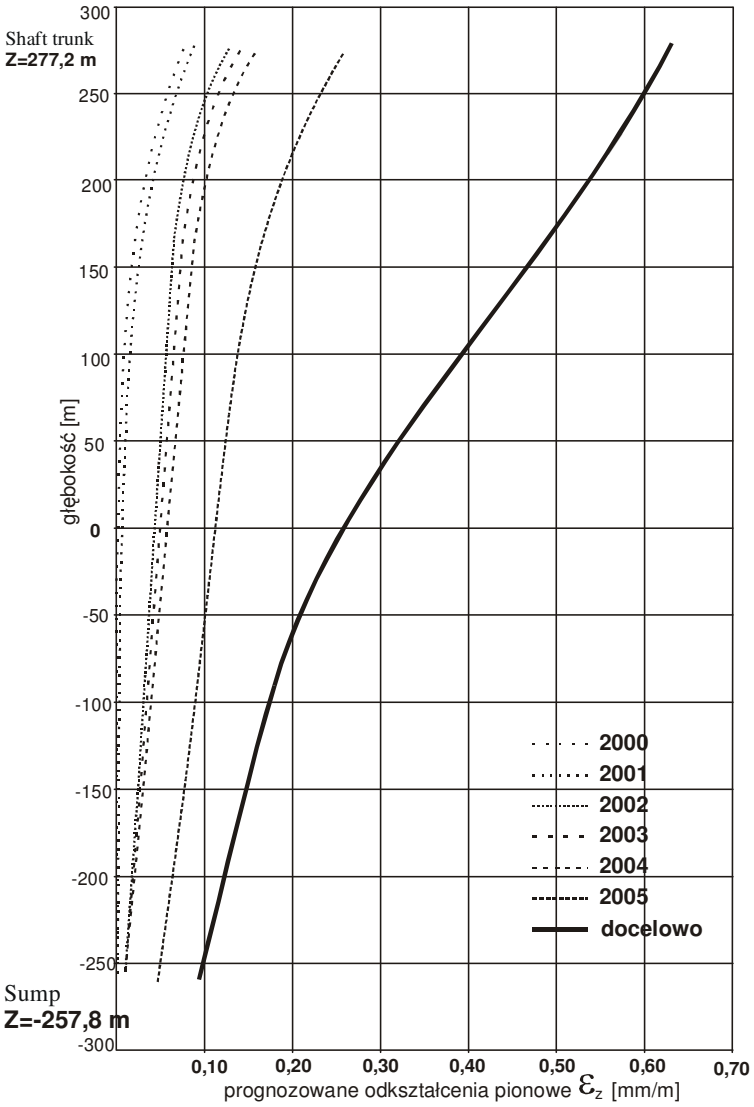
To the depth of 535 m. On the grounds of the achieved data a lot of descriptions were made and in the paper the prognosticated vertical deformations along the whole shaft tube in respective years were presented. The achieved descriptions made it possible to estimate the influence of the planned mining disturbing the pillar of the shaft JAS V on the state of the pit shaft tube.

The planned mining of the wall 29 in the coal bed 417/1 was to disturb the pillar of the shaft V at the depth of 900 m deep down about 180 m. The mining height of the wall amounted to 2,4 m. It was prognosticated that the inside pillar working of the wall 29 would cause deformations in the region of the shaft JAS V.

- maximum depression: wmax = 35 mm – shaft trunk
- maximum deflection: umax = 62 mm - shaft trunk
- maximum vertical deformation εz = 0,1 mm/m at the depth of 0 to 150 m
- the ventilating building will be lowered by about 40 mm, which will cause its change of inclination Tmax<0,7mm/m.

It was prognosticated, too that the region around the ventilating building would experience further vertical deformation εx = 0,9 mm/m.

The above made it possible to draw a conclusion that the inside pillar mining of the wall 29 would cause very little deformations of the pit shaft tube. In the range of vertical deformations they will be deformations multiply smaller that those which have already occurred and in regard to the lining they would be permissible deformations. The inclination of the ventilating building was to be found permissible too.



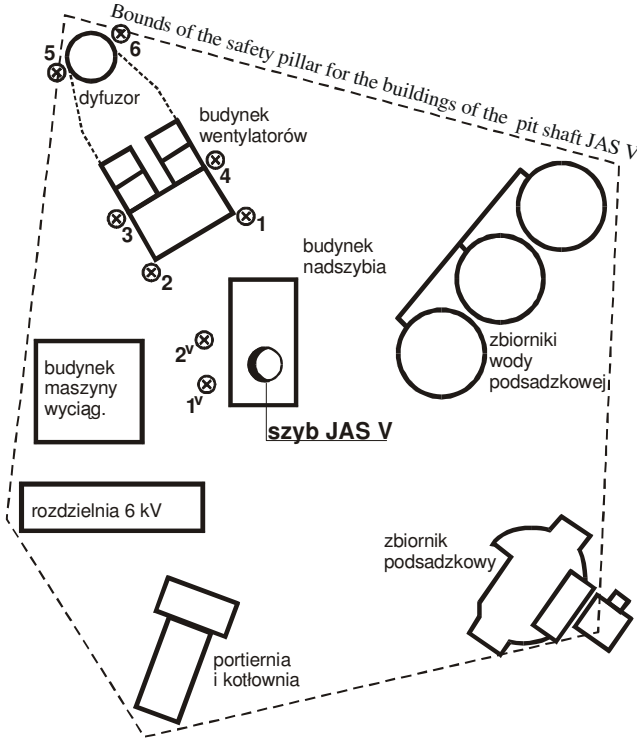
Drawing 3 :

Prognosticated vertical deformations along the whole length of the pit shaft tube in respective years.

6. Influence of the mining of the wall 29 with the disturbance of the safety pillar.

6.1. Geodetic measurements in the pillar of the pit shaft JAS V.

In the region of the pit shaft JAS V some measurement points have been set up. Bench marks 1v and 2 v have been placed on the foot of angle braces of the shaft head frame and the points 1, 2, 3, 4,5, 6 have been placed on the ventilating building and in the diffuser as it was presented in the drawing 4.



Drawing 4:

Buildings within the shaft pillar JAS V including measurement points.

To the moment of the start of the mining of the wall 29 in 1999 the measurements taken indicated a linear character of the increase of subsidences in the time amounting to about 20 mm a year. The subsidences were connected with the occurrence of indirect influences of large region mining of the coal mines of Jastrzębie mining joint stock company and with the change of hydro - geological conditions connected with orogen dehydration lasting for many years.

On the grounds of taken measurements presented in the drawing 5 one can notice that the influence of the mining of the wall 29 was most visible directly after the termination of the wall course – the depressions of the measurement points reached the value of 34 mm.

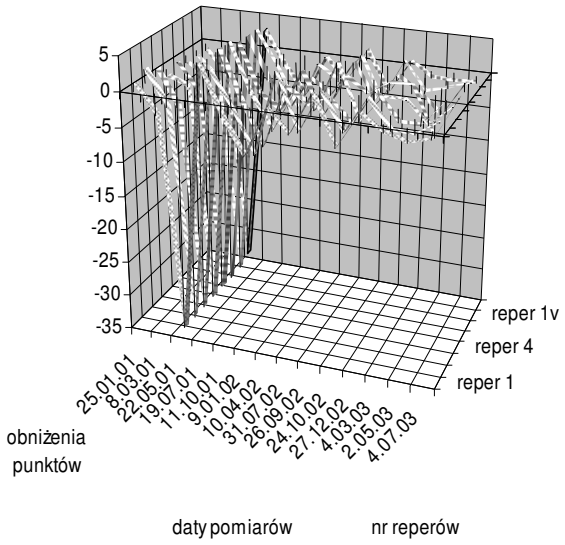
Comparing the measured values of subsidences caused by influence of the mining on the shaft pillar of the pit shaft JAS V with the values prognosticated it can be stated that they are fully comparable.

6.2. Observations of the state of the pit shaft tube.

While carrying out the mining with disturbing safety pillar due to the lack of winding gear it is possible to observe the state of the pit shaft tube in a limited scale. Monthly controls of the state of brickwork are carried out in the region of intakes in the pit bottoms by illuminating them. To the day the above paper was printed only small symptoms of the spalling of the lining could be stated according to observations.

But no further symptoms of a negative influence of the disturbance of the safety pillar on the state of pit shaft tube as

- bursts of the shaft lining
- fall-outs of the lining fragments into the shaft.
- bursts and fissures in the lining.



Drawing 5

Prognosticated vertical deformations along the whole length of the pit shaft tube in respective years.

Every three months the influx of natural water to the shaft is controlled, no changes regarding the amount of the influx and the contents of mineral parts in the water could be confirmed.

The state of the brickwork of the pit shaft JAS V is controlled once a year and because there is no winding gear there the control is carried out using the Emergency Miner Hoist of the Central Mining Rescue Station in Bytom. The last control took place in September 2002 and it confirmed a good state of the lining.

Of course it is true that the lack of the winding gear in the pit shaft makes it impossible to carry out full measurements of the deformations of the shaft tube, but the observations do not show any symptoms of damages of the pit shaft tube of the shaft JAS V and any symptoms characteristic for deformations caused by the influence of the mining.

7. Conclusions

1. The disturbance of the pit shaft pillar by a single wall exploitation run at the depth of below 400 in the stone cola Mine "JAS-MOS" did not cause any depressions of the area, which was stated with the help of geodetic measurements taken in the building situated in the pillar of the pit shaft JAS V. The values of the depressions are convergent with the prognosticated values.
2. The influence of the disturbance of the pillar of pit shaft JAS V on the state of the pit shaft tube was little – the observations carried out in the pit shaft did not show any symptoms of the damages of he pit shaft tube JAS V and any symptoms characteristic for deformations caused by the influence of the mining. The observations are convergent with prognosticated vertical deformations - they were to reach maximum values of only -0,1 mm/m. They would be deformations multiply less than those which have already occurred and with regard to the state of pit shaft lining they are permissible deformations.
3. The disturbance of the safety pillar with regard to big depths of occurrence of coal beds is possible when there is a good knowledge of deformation parameters of the orogen in the region of the pillar dependent on local mining and geological conditions.

Literature

[1] Chmiel P., Lubryka M., Śliwiński J. – Estimation of Possibility of Winning Back Parts of Deposits confined to the Safety Pillar of the Pit Shaft. Scientific Booklets of Silesian Institute of Technology – Mining Number 254, Gliwice 2002.

[2] Lubryka M., Ogiegło K., Śliwiński J., Małkowski P. – Is it Possible to Win Back a Part Coal Resources Confined to the Safety Pillar of Pit Shaft. The 9th International Energy Conference & Exhibition. Cracow, Poland 2002.

[3] Lubryka M. – Influence of the Mining in the Region of Safety Pillar on Deformations of the Surface of the Region and Behaviour of the Pit Shaft Tube – Doctor's Theses (unpublished) Cracow 2000.

[4]. Lubryka M.,. Majcherczyk T. The Influence of the Depth of an Exploited Seam on Stresses around the Shaft. Archives of Mining Sciences 48, 65-80 Cracow 2003.

[5] Majcherczyk T., Małkowski P, Majchrzak J. Analysis of Selected Effects of Mining Exploitation Carried Out in the Safety Pillar of the Pit Shaft Jas 5. Publishing House of the Main Mining Institute, Mining , Series Conferences Number 41, Katowice 315-321, 2002.

[6] Majcherczyk T., Lubryka M., Małkowski P., Witosiński J, - Macroscopic and Laboratory Estimation of the State of the Lining of the Pit Shaft Excavation. Conferences Papers of the Winter School of the Mechanics of Orogen, Bukowina Tatrzańska 2000.

[7] Scientific Analysis, 2001, Determination of the Possibility of Partial Disturbance of Safety Pillar of the Pit Shaft Sz /WP5 Jas Caused by the Exploitation of the wall 24 W-3 in the Coal Bed 502/1.

[8] Scientific Analysis, 2000 Estimation of the Stability of the Pit Shaft Lining of the Pit Shaft Jas 5 of the Stone Coal Mine "JAS-MOS" in Connection with the Planned Disturbance of the Pit Shaft Pillar Caused by the Mining.

[9] Tajduś A., Flisiak J., Cała M, - Technical Expertise of Carrying Out Mining Exploitation in Determined Parts of Coal Beds 510/1-2, 505/1 in the Safety Pillar" (unpublished) Cracow 1998.

[10] Richardson A. M., John C. M., – a Concrete Shaft Liner Design Methodology for Nuclear Waste Repositories, Key Questions in Rock Mechanics, Cundall et al Balkema Rotterdam 1988.

[11] Principles, 1996 - Determinations of Safety Pillars for the Surface und Under Surface Structures in the Mining Area of the Stone Coal Mines, Disposition Number 4 Of The Ministry of Mining and Energy, 1st February 1986.

[12] Zych J, Factors Influencing on the Size and Distribution of Deformations in the Pit Shaft, Conference Papers of the School of Underground Mining '96, Szczyrk 1996, 234 – 239.

УДК 622.272.121:622.838 © И.Б. Беликов

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С КАМЕРАМИ-УБЕЖИЩАМИ РАБОТНИКОВ НА СЛУЧАЙ ПОДЗЕМНОГО ПОЖАРА

Розглянуто системи розробки вугільних пластів довгими виїмковими стовпами (полями) і їх надійність роботи в аварійному режимі при підземній пожежі шляхом вводу додаткового елементу в вигляді стаціонарної камери-сховища працівників на виїмкових ділянках.

Рассмотрены систем разработки угольных пластов длинными выемочными столбами (полями) и их надежность работы в аварийном режиме при подземном пожаре посредством ввода дополнительного элемента в систему в виде стационарных камеры-убежища работающих на выемочных участках

Continuous longwall mining of coal seams and their reliability in extreme conditions at underground fire by the means of input of additional element into system in the form of stationary rooms–refuges working at stopping sites are considered.

Добыча угля подземным способом, особенно в Донбассе, осуществляется в постоянно ухудшающихся горно-геологических условиях. Около 90% из действующих шахт – газовые, 60% – опасные по взрывам угольной пыли, почти половина разрабатывает пласты, склонные к газодинамическим явлениям (ГДЯ) и 22% – опасные по самовозгоранию угля. Сложные горно-геологические условия разработки и устаревший подход к решению технических и технологических вопросов являются причиной высокой аварийности (до 200-250 случаев в год), производственного травматизма и профзаболеваний. Ежегодно только на возмещение ущерба здоровью от несчастных случаев и профзаболевания требуется 400-500 млн. грн. В некоторых случаях затраты на ликвидацию последствий аварий, восстановление горного хозяйства и производства в целом после крупных аварий, из них особенно при взрывах метановоздушной смеси и пожарах, на порядок выше, чем затраты необходимые на профилактику.

Из всех видов аварий, которые происходят на шахтах, подземные пожары в горных выработках свойственны всем шахтам. Из общего количества подземных аварий пожары занимают в среднем 67%. Проблема повышения эффективности борьбы с подземными пожарами приобретает особую актуальность в связи со сложными горно-геологическими и горно-техническими условиями шахт Донбасса. При этом виде аварии есть вероятность того, что часть рабочих может оказаться в задымленной с повышенной температурой атмосфере. Для вывода рабочих из шахты потребуется помощь горноспасателей. По разным причинам срок работы индивидуальных средств защиты (самоспасателей) может оказаться недостаточным для выхода из аварийного участка.

Одной из технологической причин является увеличение маршрута движения рабочих в самоспасателях по подготовительным выработкам для выхода на свежую струю воздуха. До недавнего времени планировочные решения по подготовке запасов угля и развитие горных работ по пластам рассматривали с позиции эффективного применения современной высокопроизводительной горнодобывающей техники нового технического уровня. При создавшейся аварийной ситуации оценка надежности работы систем разработки угольных пластов по критерию надежности коллективной безопасности людей не выполнялась. В топологии горных выработок шахт практически отсутствует резервный объект по обеспечению жизнедеятельности рабочих и горноспасателей, который бы находился по пути движения людей с возможного места возникновения аварии на свежую струю воздуха. Особенно это касается длинных выемочных полей (столбов). В большинстве случаев выход рабочих на свежую струю воздуха осуществляется по подготовительным выработкам большой протяженности (более 1000-2000 м).

Значительное увеличение газовыделения, горного давления, скорости движения вентиляционного потока и температуры воздуха усложнили работы по спасению людей при ликви-

дации последствий аварий. В особо сложной ситуации оказываются рабочие на добычных участках – в лавах и прилегающих подготовительных выработках. Многие из рабочих могут быть травмированы и даже при наличии у них изолирующих самоспасателей не могут самостоятельно выйти в безопасную зону. Оказание им своевременной помощи со стороны горноспасателей затруднено в связи с большой протяженностью подземных выработок, высокими температурами в них и породными завалами.

При современных параметрах выемочных столбов и принятых схемах их проветривания технические возможности горноспасателей и их тактика действий не всегда может быть эффективной по спасению людей. При оказании помощи рабочим, которых застигла авария в шахте, а именно, пожар, горноспасатели используют респираторы типа Р-39 с ограниченным временем действия. В основном, это служит граничным фактором, по которому радиус действия разведочных и эффективность выполнения спасательных работ сужается в зависимости от многих горнотехнических условий. К таким факторам относятся длина выемочных столбов, схема проветривания шахты и выемочного участка, состояние горных выработок и углы их наклона, температура шахтной атмосферы, видимость в выработке, место возникновение пожара и многие другие.

Критерием коллективной безопасности людей в системе разработки угольных пластов является отношение времени эффективной работы самоспасателя ко времени на преодоление маршрута выхода рабочих в задымленной шахтной атмосфере в самоспасателе при пожаре на свежую струю воздуха. Время выхода рабочего в самоспасателе должно учитывать сложность маршрута и температурный режим в выработках при пожаре. Второй составляющей критерия коллективной безопасности системы разработки является время эффективной работы респиратора к времени на разведку аварийной ситуации горноспасателями или оказание ими помощи рабочим, которые по причине травмы не смогли самостоятельно оставить аварийную зону. С учетом непредвиденности развития аварийной ситуации критерий коллективной безопасности людей при выполнении подземных горных работ должен составлять 1,5-2,0. Система разработки угольных пластов может считаться безопасной, если критерий коллективной безопасности людей в ней не ниже 1,5 на негазовых шахтах и 2,0 на газовых шахтах.

Создание запаса в критерии оценки коллективной безопасности людей вызвано теми обстоятельствами, что через 20 мин работы изолирующего самоспасателя температура воздуха, который вдыхает рабочий, поднимается до 50-55 град. При времени работы самоспасателя 30-50 мин рабочий будет испытывать как внешнее, так внутреннее термическое воздействие на организм. Это приведет к значительной потере влаги и его работоспособности, а также возможности оценивать адекватно существующую ситуацию.

Способы спасения людей при авариях в шахтах путем «резервирования» по возможности обеспечения жизнедеятельности рабочих можно разделить на три подгруппы: стационарные камеры-убежища различного назначения, устройства и средства оповещения о пожарах. При рассмотрении безопасности применяемых на практике систем разработки угольных месторождений целесообразно использовать варианты «резервирования» путем сооружения участковых стационарных камер-убежищ с обособленной подачей воздуха, оборудованных системой жизнеобеспечения рабочих и горноспасателей (рис.).

Одним из способов безопасного выполнения горноспасательных работ при пожарах можно считать «разрезание» длинных выемочных столбов ходком, разделив, таким образом, его на части. В результате сокращается путь следования рабочих и горноспасателей по выработкам на свежую струю воздуха. Однако данное техническое решение не лишено недостатков, которые могут отрицательно сказаться на процессе развития аварии, и ухудшают нормальный режим проветривания выемочного столба. Этот вариант можно рассматривать, как заслуживающий внимание, на негазовых угольных шахтах и на пластах с устойчивыми вмещающими породами. «Резервирование» функции обеспечения жизнедеятельности пребывания рабочих в шахте при подземном пожаре успешно выполняют стационарные камеры-спасения, которые сооружаются вблизи технологически слабого места по критерию коллективной безопасности людей.

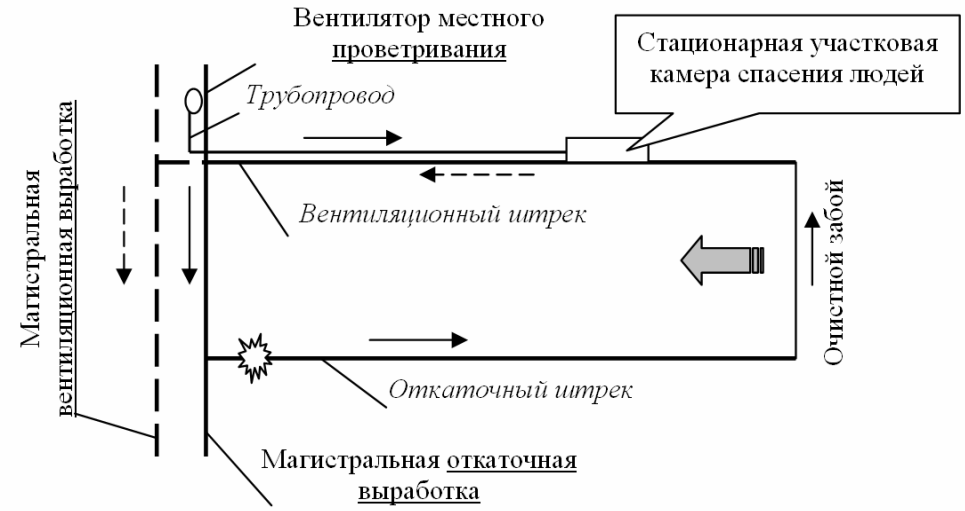


Рис. Схема расположения камеры спасения людей на выемочном участке

Камеры для спасения людей оснащаются автономным снабжением воздуха. Его забор происходит на свежей струе вне поступления на выемочный участок. Как правило, это трубопроводы сжатого воздуха или воздух подается от вентиляторов местного проветривания (рис.).

Наличие стационарной камеры спасения людей на пути движения горноспасателей дает возможность «резервировать» их усилия по эффективному оказанию помощи рабочим при длительности маршрута, превышающем технические возможности горноспасателей пребывания в задымленной, с повышенной температурой атмосфере. Как правило, стационарные камеры спасения располагаются в горном массиве вне направления движения загазированной воздушной струи (обходные или тупиковые выработки) и вне зоны повышенного горного давления, которое может разрушить камеру спасения до срока окончания ее предназначения.

Технические возможности стационарной камеры спасения людей зависят от горно-геологических факторов и применяемых средств и оборудования для спасения из расчета численности людей и продолжительности их нахождения в данном объекте. Вместимость камеры спасения рассчитывается на максимальное количество людей, которые могут быть застигнуты аварией, а также на количество горноспасателей, которые идут в разведку и в дальнейшем используют камеру спасения, как свой подземный пункт для развертывания горноспасательных работ. Исходя из задач, которые должны обеспечивать стационарные камеры-спасения людей, они оборудуются техническими средствами и продуктами питания на максимальный срок пребывания людей до оказания им помощи.

Техническая оснащенность стационарной камеры спасения людей при аварии определяется горноспасателями и руководством шахты, исходя из опыта ликвидации аварий, характерных для конкретных горно-геологических условий.

По техническим возможностям стационарную камеру спасения людей следует рассматривать как элемент резервирования функции жизнеобеспечения коллективной безопасности людей в системе разработки месторождений. Это позволяет на данном этапе развития горной техники нового технического уровня решать вопросы коллективной безопасности людей.

Слабым звеном в этой схеме коллективной безопасности остается расположение трубопровода в подготовительной выработке выемочного столба. Не исключена вероятность повреждения трубопровода обвалившейся породой или транспортными средствами при непосредственной его работе при аварии. В то же время трубопровод будет нагреваться при повышении температуры от пожара в горных выработках.

В дальнейшем устранить этот недостаток можно при пересмотре планировочных решений подготовки шахтных полей или их частей с учетом эффективного применения очистных механизированных комплексов нового технического уровня.

Выводы. При разработке угольных пластов с применением высокопроизводительных очистных комплексов нового технического уровня в длинных выемочных столбах (длина более 600-700 м) существует реальная опасность неоказания помощи по спасению людей и эффективному выполнению горноспасательных работ.

Стационарные камеры спасения людей имеют технологические и экономические преимущества перед другими вариантами при спасении людей и выполнении горноспасательных работ. Данное преимущество состоит в том, что стационарная камера спасения людей не оказывает отрицательного влияния на очистные работы в выемочном столбе и не приводит к потерям угля.

УДК 622.5:622.841

© И.А. Садовенко,
Ю.И. Демченко,
В.И. Тимощук,
В.В. Тишков

УПРАВЛЕНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИМ РЕЖИМОМ ПОДЗЕМНЫХ ВОД НА ПОДРАБОТАННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ УЧАСТКАХ ШАХТНОГО ПОЛЯ

На підставі встановлених закономірностей формування техногенного режиму підземних вод обґрунтовані заходи щодо стабілізації екологічної ситуації на підтоплених при підробці гірничими роботами площах.

На основе установленных закономерностей формирования техногенного режима подземных вод обоснованы меры по стабилизации экологической ситуации на подтопленных при подработке горными работами площадях.

Based on established laws of man-caused regime of underground waters, measures about stabilization of ecological situation on waterlogged by mining works areas were proved.

Развитие горных работ в горно-геологических условиях Западного Донбасса наряду с деформациями и сдвижением породных массивов сопровождается кардинальными изменениями гидродинамического и гидрохимического режимов как подземных, так и поверхностных вод. Формирование техногенного режима подземной гидросферы нередко сочетается с подтоплением и затоплением подработанных участков, что в ряде случаев требует принятия и реализации эффективных технических решений по защите нарушенных подработкой территорий. Очевидной в этих условиях является реализация дренажного водопонижения, однако его эффективность должна оцениваться применительно к различным периодам эксплуатации месторождения и при условии свертывания горных работ.

Оценка эффективности дренажного водопонижения и целесообразности его реализации в условиях центральной группы шахт Западного Донбасса рассмотрена на примере шахты «Самарская» ОАО «Павлоградуголь». Работа существующих дренажных сооружений и перспективность их развития исследовалась на участке подработки лесного массива южнее с. Богдановка, расположенного в урочище Богдановские пески и подтопленного грунтовыми водами в результате просадки земной поверхности на 0,6…3 м при ведении горных работ в блоке № 2 шахтой «Самарская».

Основными факторами, определяющими гидрогеологический режим в пределах рассматриваемой территории, являются:

– региональное подтопление, характерное для всего Западного Донбасса, вызванное строительством водохранилищ, застройкой территории, орошением и другими факторами; за счет этого на территории лесного массива среднегодовое поднятие уровней грунтовых вод достигает 1,0…1,5 м, а суммарный подъем за весь период наблюдений – 0,70…1,5 м;

– подтопление и затопление подработанных территорий в пойме р. Самара и ее притоках; этот фактор вызывает уменьшение глубины залегания грунтовых вод на величину 90…95% от величины оседания поверхности (приближение уровня на величину, равную оседанию, не происходит из-за испарения с поверхности грунтовых вод, осушающего влияния водоотлива и других факторов);

– подпор уровня грунтовых вод за счет инфильтрации аккумулируемой воды из пруда-накопителя в б. Таранова и связанное с ним продвижение фронта минерализованных шахтных вод в юго-западном направлении.

По условиям формирования шахтных водопритоков угольные пласты и горизонты зоны дренирования шахты «Самарская» относятся к полуоткрытому типу, что обусловлено характером их взаимосвязи с водоносными горизонтами посткарбоновых отложений. В пределах этой толщи выделяется несколько водоносных горизонтов и комплексов, определяющих гидрогеологический облик рассматриваемой территории: грунтовый водоносный горизонт типа «верховодки», аллювиальный водоносный горизонт четвертичных отложений и водоносный комплекс палеогеновых отложений, представленный бучакской, обуховской и межигорской свитами.

Исследование геофильтрационных процессов в условиях совокупного влияния природных факторов и факторов техногенного характера выполнено с использованием численной модели, которая в пределах естественных границ (на северо-западе и северо-востоке – рек Самара и Терновка, на востоке – пруд-накопитель в балке Таранова) охватывала территорию порядка 35 км^2 и представляла собой двухслойную толщу с разделяющим водоупорным слоем.

Влияние речного режима на режим грунтовых вод в пределах рассматриваемой территории оценивалось в условиях нестационарного режима фильтрации. Внутригодовой режим рек Самара и Терновка, который характеризуется прохождением весеннего половодья в период февраль-апрель, в численной модели учитывался корректировкой граничных условий на моменты соответственно подъема и спада уровней воды в реках.

Оценка гидродинамического режима грунтовых вод в условиях нестационарной фильтрации показала, что режим половодья, сохраняющийся в течение одного месяца, не оказывает существенного влияния на уровенный режим подземных вод в припойменных участках. Это связано, с одной стороны, с краткосрочностью гидродинамического действия весеннего половодья, с другой – существующим несовершенством во взаимосвязи поверхностных и подземных вод. Для рассматриваемой территории влияние прохождения половодья на уровенный режим подземных вод четвертичного и межигорского горизонтов фиксируется в пределах 250…500-метровой зоны пойм рек Самара и Терновка с восстановлением уровней в интервале 6-12 месяцев после прохождения половодья. Характерной для этих зон является явно выраженная деформация линий токов и изолиний поверхности грунтовых вод.

В этих условиях подтопление и затопление пойменных участков территории шахтного поля определяется переливом речных вод на пониженные в результате подработки участки дневной поверхности (абсолютные отметки поверхности на подрабатываемых участках составляют 66,1…67,0 м) при отметке уровня воды в реке при 10% обеспеченности 67,5 м.

Перспективная отработка пласта C_5 шахтой «Самарская» при вынимаемой мощности пласта 1,0 м влечет за собой оседание дневной поверхности на величину до 0,9 м. С учетом предыдущих подработок (при выемке пластов C_1 и C_4) в пределах лесного урочища Богдановские пески оседание поверхности достигнет отметок 66,0…67,0 м, что приведет к уменьшению глубины залегания уровня грунтовых вод до 0,5…1,0 м, а в некоторых случаях – к затоплению подработанных участков шахтного поля.

На пойменных участках, непосредственно прилегающих к площадям перспективной

отработки пласта C_5, отметки дневной поверхности находятся в пределах 67,6…67,8 м. На затопленных после подработки смежных участках поверхности абсолютные отметки составляют 65,9…67,2 м, что соответствует или ниже уровня грунтовых вод.

Для оценки эффективности дренажа и целесообразности его сооружения на участке планируемого развития горных работ выполнены прогнозные расчеты с использованием численной геофильтрационной модели. По результатам расчетов анализировалась работа горизонтального дренажа и вертикальных водопонизительных сооружений – колодцев и перепускных скважин. В качестве критерия эффективности дренирования являлось снижение уровня грунтовых вод на подтапливаемой и прилегающих территориях до глубин 2,0…2,5 м, что в целом должно обеспечивать жизненность и производительность лесных насаждений.

В варианте горизонтального дренажа в качестве расчетного параметра принята проектная глубина водопонижения в дренажном канале, достижение которой обеспечит требуемое снижение уровня грунтовых вод на прилегающих территориях.

Аналогичным образом рассматривался и вертикальный дренаж. Положение водопонизительных сооружений определялось положением площади перспективной подработки и затопленных прилегающих участков. Так же, как и в случае горизонтального дренажа, основным параметром, значение которого варьировалось в процессе проведения численных расчетов, являлись величины понижений воды в колодцах (скважинах).

По данным расчетов для условий стационарного режима фильтрации требуемое снижение уровенной поверхности в грунтовом водоносном горизонте на подрабатываемых участках и прилегающей территории (в пределах 500-метровой зоны) достигается при величине понижения воды в дренажном канале до 5,0 м. Анализ развития депрессии во времени (нестационарная фильтрация) свидетельствует о том, что приближение уровенной поверхности к стационарному положению достигается не менее чем за 1 год.

Проведенные оценки дают основание утверждать, что работа горизонтального дренажа для снижения уровня грунтовых вод в пределах контуров проектируемой подработки до необходимых глубин требует поддержания положения уровня воды в дрене на отметке 61,0 м. Однако это связано с необходимостью организации автономной работы отдельных участков горизонтального дренажа, а длительный период достижения необходимого снижения уровня грунтовых вод на прилегающей территории затрудняет возможность опережающего водопонижения на подрабатывемых площадях.

Аналогичные оценки работы вертикального дренажа (дренажных колодцев, скважин) показали, что осушение подтапливаемой территории достигается при величине понижения в водозаборных сооружениях, равном 15,0 м, то есть практически на всю мощность четвертичных аллювиальных отложений.

Дренажное водопонижение в период весеннего половодья (паводковый режим) оценивалось при условии подъема-спада уровней воды в реках Самара и Терновка с максимальным стоянием уровней в течение месячного срока. Характер изменения уровенного режима под влиянием весеннего половодья в условиях работы горизонтального дренажа свидетельствует о том, что существенный рост уровней приурочен к участкам, непосредственно прилегающим к руслам рек. Аналогичная картина наблюдается и в условиях работы вертикального дренажа.

Выполненные оценки с привлечением численных и аналитических методов позволяют обоснованно подойти к выбору экологически рациональной схемы поддержания уровня грунтовых вод на участках перспективной подработки.

По данным расчетов установлено, что снижение уровня грунтовых вод в пределах контуров подработки на величину до 2,0 м обеспечивается как при развитии существующей дренажной сети, так и в условиях работы вертикальных водозаборных сооружений. Однако, как было отмечено выше, эффективность работы горизонтального дренажа в пределах пойменных участков ограничена низкими гипсометрическими отметками дневной поверхности. С одной стороны, это требует обеспечения автономной работы отдельных участков дренажа по отношению к существующей дренажной сети, с другой – связано с необходимостью поддержания отметок дренажного понижения, существенно ниже бытовых отметок воды в речной

сети.

Так, отметки воды в речной сети на участке, прилегающем к защищаемой площади, составляют 64,0…64,8 м при значениях абсолютных отметок поверхности и дренажного водопонижения соответственно 66,0…67,0 и 61,0 м. В этих условиях в период весеннего половодья сохраняется вероятность перелива паводковых под на осушаемые площади и их затопление (отметка уровня воды 10% обеспеченности в реке составляет 67,5 м), что делает нецелесообразным работу дренажных сооружений в период высокого стояния уровней речных вод.

Реализация вертикального дренажа в этих условиях более предпочтительна, однако и на его работу накладывает ограничение затопление пониженных и подработанных участков в период весеннего половодья с высоким уровнем обеспеченности (до 10%).

С этих позиций гидродинамическая эффективность дренирования подтапливаемых участков может рассматриваться только в увязке с критическими сроками биологической выживаемости растений. Это также вытекает из того, что заливание корнеобитаемых горизонтов почв допускается в короткие периоды – от 3-4 дней в весенне-летне-осенний период до 10-15 дней в зимний период. В этих условиях наиболее рациональным вариантом поддержания уровня грунтовых вод является сохранение существующего режима дренирования подработанных площадей на период ведения горных работ шахтой «Самарская» с формированием поверхности ландшафта и восстановлением лесонасаждений путем подсыпки по апробированной в Западном Донбассе технологии, в последующем – создание рекреационной зоны в пределах затопленных и подтопленных участков лесного массива с компенсационной лесопосадкой.

УДК 622.28.35:622.28.044

© И.А. Ковалевская,
Г.А. Симанович,
В.В. Поротников,
В.Н. Почепов

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ УПРОЧНЕНИЯ АНКЕРАМИ СЛАБЫХ ПРИКОНТУРНЫХ ПОРОД

Обґрунтована ефективність зміцнення слабких порід трубчастими анкерами ТА2 та наведений алгоритм розв'язання комплексу взаємопов'язаних задач з підвищення стійкості підземної виробки.

Обоснована эффективность упрочнения слабых пород и приведен алгоритм решения комплекса взаимосвязанных задач по повышению устойчивости подземной выработки.

Efficiency hardening of weak breeds is proved and the algorithm of the decision of complex of the interconnected tasks on increase of stability of underground manufacture is resulted

В механике подземных сооружений общепринято выделение двух факторов формирования нагрузки на крепь – разупрочнение и увеличение в объеме горных пород в зоне предельного равновесия; потеря устойчивости части объема пород в этой зоне и создание своим весом нагрузки на крепь. Поскольку оба фактора имеют взаимно противоположные закономерности взаимосвязи нагрузки на крепь и величины смещения породного контура выработки, то существует оптимальное состояние, характеризующееся формированием минимальной нагрузки на крепь, которая обладает конструктивной податливостью не менее оптимальной величины смещения породного контура, и тогда нагрузка на крепь по обоим факторам равна друг другу [1].

Установлено, что в слабых углевмещающих породах, например, Западного Донбасса даже при относительно небольшой глубине разработки H=150...300 м образуется обширная зона нарушенных пород, часть которых создает своим весом высокую нагрузку на крепь выработки, нередко превышающую 150...200 кПа. Поэтому широко применяемая рамная крепь из спецпрофиля СВП в ряде случаев не обеспечивает требуемой устойчивости горных выработок. С другой стороны, большие размеры зоны неупругих деформаций предопределяют развитие значительных смещений породного контура выработки, иногда достигающих 1 м и более. В таких условиях крепь горных выработок должна одновременно обладать высокой несущей способностью и значительной величиной податливости.

Несущая способность анкерной крепи определяется двумя факторами: прочностью на разрыв несущего элемента (стержень, труба) и прочностью его закрепления в шпуре. Прочность на разрыв несущего элемента определяется площадью его поперечного сечения и соответствующей прочностной характеристикой материала. Несущий элемент в большинстве конструкций анкеров представлен стержнем (гладкого или периодического профиля) и только в трубчатых анкерах – в виде металлической трубы. Учитывая ограниченные поперечные размеры анкеров, наиболее выгодно, с точки зрения увеличения площади поперечного сечения несущего элемента, размещать его материал по периметру стенок шпура, то есть иметь трубчатый несущий элемент.

Вторая составляющая прочности на разрыв несущего элемента – прочностная характеристика на растяжение его материала – свидетельствует в пользу применения обычных марок сталей Ст.3-Ст.5, у которых временное сопротивление на разрыв почти на порядок превосходит соответствующую характеристику ближайших конкурентов – полимерных материалов из синтетических смол. Кроме того, существует значительный резерв повышения прочностных свойств обыкновенных углеродистых сталей при интенсивных динамических нагрузках, как это имеет место в технологии установки трубчатых анкеров энергией взрыва заряда взрывчатого вещества. Так, временное сопротивление на разрыв углеродистой стали

(типа Ст.3-Ст.5) может быть увеличено до двух раз и более.

Суммируя вышеприведенную аргументацию, вполне очевиден вывод о целесообразности применения в качестве несущего элемента беззамковых анкеров труб из углеродистых марок сталей обыкновенного качества, способных обеспечить высокую несущую способность анкера по фактору прочности на разрыв его материала.

Второй фактор, определяющий несущую способность анкера, – прочность закрепления в шпуре несущего элемента. Причем, необходимо найти решение задачи обеспечения высокой прочности закрепления анкера в слабых породах. Очевидно, необходимо идти по пути максимального использования остаточных прочностных свойств разупрочненных приконтурных пород вблизи контура выработки. Известно [2], что разупрочненная порода в запредельном состоянии практически теряет сопротивляемость растяжению и чистому сдвигу, сохраняя остаточную прочность на сжатие. Это свойство породы необходимо использовать путем создания сжимающих напряжений (давления) на контакте анкера с породными стенками шпура, которые обеспечат появление сил трения на данном контакте при воздействии осевых усилий на несущий элемент анкера. Данный принцип закрепления реализован в подавляющем большинстве конструкций анкеров с клино-щелевыми и распорными замками. Однако площадь действия радиальных сжимающих напряжений на контакте «анкер-порода» относительно невелика из-за ограниченных размеров замка. Поэтому более последовательным решением будет использование сил трения в беззамковых анкерах, где площадь контакта с породными стенками шпура многократно больше.

Среди многих конструкций беззамковых анкеров наиболее распространены железобетонные и сталеполимерные анкера по причине целого ряда позитивных качеств. Однако при упрочнении слабых пород существует две проблемы, сдерживающие применение железобетонных и сталеполимерных анкеров. Во-первых, прочность закрепления этих групп анкеров реализуется за счет сил адгезии закрепляющего слоя (смола, песчано-цементный раствор и т.п.) с породными стенками шпура, которые в ряде случаев могут быть очень высокими. Но закрепляющий состав не проникает в породные стенки шпура на сколь-нибудь существенную глубину, вследствие чего в непосредственной близости от поверхности контакта будет располагаться слой из разупрочненных приконтурных пород, которые (при отсутствии давления на контакте) весьма слабо сопротивляются сдвиговым нагрузкам. В результате разрушение контакта произойдет по более слабому близлежащему породному слою. Во-вторых, вмещающие выработку породы зачастую обводнены, что негативно сказывается на адгезии закрепляющего слоя с породными стенками шпура.

Таким образом, потенциально высокоэффективные конструкции железобетонных и сталеполимерных беззамковых анкеров имеют невысокую прочность закрепления в слабых разупрочненных приконтурных породах выработок.

Второе требование к анкерной крепи – иметь определенную величину конструктивной податливости для формирования грузонесущего упрочненного приконтурного породного слоя, работающего в области минимальной нагрузки со стороны породного массива. Расчеты по нормативным методикам показывают, что для попадания в область минимальной нагрузки величина соответствующего смещения породного контура должна составлять несколько сотен миллиметров, а в слабых породах может достигать до одного метра и более. Требуемая конструктивная податливость анкера, равная разнице смещений породного контура на наружном и заглубленном концах, будет меньше оптимальной величины смещения породного контура, однако все равно составляет значительную величину порядка нескольких сотен миллиметров в слабых породах. С этой точки зрения проанализируем возможности наиболее предпочтительных для слабых пород конструкций беззамковых анкеров.

Экспериментальные исследования режимов работы железобетонных и сталеполимерных анкеров показали их высокую реакцию сопротивления в жестком режиме работы. При этом податливость анкера не превышает, как правило, 10...15 мм и обусловлена упругим растяжением несущего стержня и упруго-пластическими деформациями сдвига закрепляющего слоя и породных стенок шпура. При достижении анкером максимальной реакции

сопротивления жесткий режим работы заканчивается и даже возможны два случая: разрыв несущего стержня или нарушение контакта (несущий стержень-закрепляющий слой» или «закрепляющий слой-порода») на участках действия максимальных напряжений сдвига и наступает податливый режим работы рассматриваемых конструкций анкеров. В податливом режиме работы по мере проскальзывания несущего стержня увеличивается длина нарушения контакта с породными стенками шпура и реакция сопротивления анкера резко падает.

Отмеченные недостатки податливого режима порождены самой физической сущностью закрепления железобетонных и сталеполимерных анкеров в породе за счет сил адгезии твердеющих составов, не допускающих сколь-нибудь значительных сдвиговых деформаций. Очевидно, обеспечить перемещение несущего элемента анкера относительно породных стенок шпура без потери реакции сопротивления могут силы трения на контакте «анкер-порода», физическая сущность которых не устанавливает связи напряжений трения с величиной перемещения контактируемых поверхностей друг относительно друга. Поэтому при идеально постоянной поверхности контакта, создав на ней радиальные напряжения, мы получим идеально постоянную прочность закрепления анкера, не зависящую от величины его податливости. То есть, такой идеализированный анкер будет иметь деформационно-силовую характеристику постоянного сопротивления в режиме податливости на большую величину. В реальных условиях поверхность контакта трубчатых анкеров с породными стенками шпура имеет некоторые колебания, обусловленные изменением при бурении шпура его диаметра по длине и деформированием при взрыве ВВ трубной заготовки. При экспериментальных замерах [3] деформационно-силовой характеристики трубчатого анкера установлены его отклонения до 10...15% от режима постоянного сопротивления при величине податливости, равной или близкой к смещениям породного контура выработки. Затем происходит падение реакции сопротивления вплоть до полной потери несущей способности анкера. В этой связи задача повышения эффективности работы трубчатых анкеров в слабых породах заключается в том, что:

– во-первых, режим постоянного сопротивления должен протекать при реакции анкера, близкой величине его максимально возможной несущей способности в конкретных горно-геологических условиях;

– во-вторых, величина податливости анкера в режиме постоянного сопротивления должна быть не менее требуемого значения, исходя из ожидаемого смещения породного контура.

Кроме того, в механике подземных сооружений сформирована устойчивая позиция о наибольшей эффективности именно режима постоянного сопротивления крепи, когда ее реакция приближается к величине несущей способности. Это, помимо прочих достоинств, позволяет успешно согласовывать режимы работы анкеров и различных видов поддерживающих крепей. Например, в слабых породах, конкретно в Западном Донбассе, анкерная крепь наиболее широко [1] используется в комбинации с арочной рамной податливой крепью из спецпрофиля СВП (рамно-анкерная крепь). Имея режим постоянного сопротивления, трубчатый анкер будет работать с максимальной эффективностью во всех режимах деформирования рамной крепи.

Таким образом, физическая сущность взаимодействия трубчатого анкера с породными стенками шпура потенциально обеспечивает его преимущества в сравнении с другими конструкциями анкеров при упрочнении слабых горных пород.

Кроме того, как показали аналитические и экспериментальные исследования, при развальцовке трубной заготовки энергией взрыва заряда ВВ не наблюдается адгезии материала анкера с породными стенками шпура, а его прочность закрепления обусловлена касательными напряжениями трения по поверхности контакта, возникающими от действия радиальных напряжений на контакте «анкер-порода». Естественно, что чем больше величина радиальных напряжений, тем больше (при прочих равных условиях) значение касательных напряжений трения (являющееся произведением радиальных напряжений и коэффициента трения металла по породе) и, следовательно, выше прочность закрепления анкера в шпуре, в

соответствии с которой подбирается площадь поперечного сечения анкера по условию равнопрочности конструкции.

С другой стороны, прочность закрепления анкера в шпуре зависит от площади распределения касательных напряжений трения (обусловленных действием радиальных напряжений) и чем она больше, тем выше при неизменной величине радиальных напряжений прочность закрепления анкера и его несущая способность.

Исследования механизма взаимодействия системы «анкер-порода» позволили установить связь указанных выше параметров с прочностными и деформационными свойствами элементов системы. Величина радиальных напряжений с течением времени уменьшается под действием реологических факторов и различных структурных ослаблений [4, 5] от максимального значения при соударении анкера с породными стенками шпура до минимального длительного значения, при котором система «анкер-порода» переходит в равновесное состояние. Установлено, что минимальное (установившееся постоянным во времени) значение радиальных напряжений на контакте «анкер-порода» соответствует величине длительного предела прочности породы на одноосное сжатие с учетом основных снижающих прочность породы факторов – нарушенность структурными ослаблениями и разупрочнение под действием влаги. То есть, с течением времени на контакте «анкер-порода» устанавливаются радиальные напряжения, равные расчетному сопротивлению породных стенок шпура на сжатие. Поэтому, чем больше прочность пород, в которых устанавливается трубчатый анкер, тем выше его прочность закрепления в шпуре.

Поверхность контакта «анкер-порода», по которой распределяются радиальные и, соответственно, тангенциальные напряжения зависит от соотношения прочностных и деформационных свойств материала анкера и породных стенок шпура. Главное в этой зависимости заключается в том, что под действием осевых нагрузок, прикладываемых к анкеру, он сужается и «отходит» от породных стенок шпура, что приводит к уменьшению или исчезновению радиальных напряжений на контакте «анкер-порода» и, как следствие, снижается прочность закрепления анкера. Чем меньше прочность породных стенок шпура (определяющих величину радиальных напряжений) по сравнению с прочностью материала анкера, тем интенсивнее будет проходить процесс радиального сужения анкера под действием осевой нагрузки и тем меньше будет поверхность контакта, по которой распределяются радиальные напряжения.

Таким образом, недостатком способа установки трубчатых анкеров ТА1 (рис.1) является снижение несущей способности при их установке в слабых породах вследствие неудовлетворительного режима силового взаимодействия анкера на контакте с породными стенками шпура, обусловленного резким различием значений (в 10-30 раз) прочностных и деформационных характеристик материала анкера (сталь) и соответствующих типов слабых пород, что приводит либо к снижению несущей способности анкера (когда определяющим в расчете является фактор закрепления анкера в шпуре) вследствие поперечного его сужения под воздействием прикладываемых осевых нагрузок, либо к неполному использованию несущей способности материала анкера (к перерасходу металла), когда расчет ведется по условию разрыва анкера от заданных проявлением горного давления нагрузок.

Использование же трубчатых анкеров ТА1 невысокой несущей способности для крепления выработок, особенно в слабых породах, где наблюдаются значительные нагрузки на крепь, приводит к необходимости применения густой сетки армирования пород, то есть к большей плотности установки анкеров, что обусловливает увеличение объема работ по бурению шпуров под анкера и по их установке.

Для устранения недостатков, связанных с низкой прочностью закрепления трубчатых анкеров ТА1 в слабых породах существуют два направления: первое – упрочнение при их установке породных стенок шпура; второе – более полное использование прочностных свойств породных стенок шпура по всей длине контакта «анкер-порода» путем улучшения режима взаимодействия анкера с породными стенками шпура на их контакте, заключающегося в ограничении процесса ослабления контакта «анкер-порода» при поперечном сужении анкера путем соз-

дания давления заданной величины на его внутреннюю поверхность.

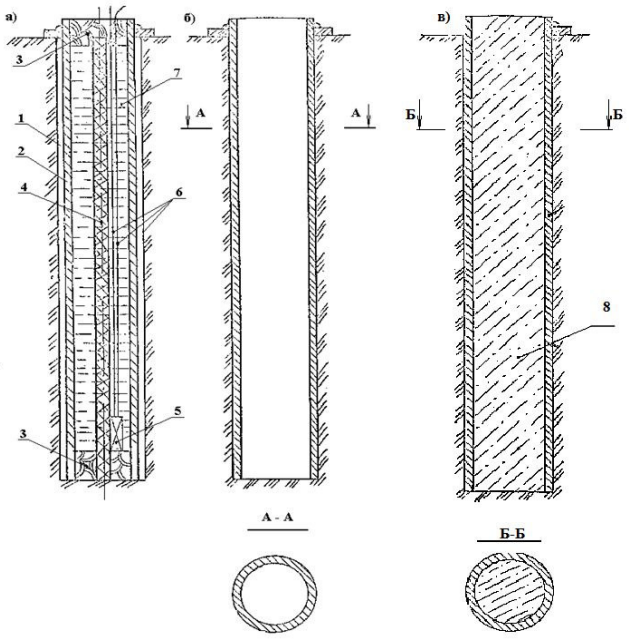


Рис. 1. Конструкция трубной заготовки (а), трубчатого анкера ТА1 (б) и трубчатого анкера ТА2 (в): 1 – шпур; 2 – трубная заготовка; 3 – глиняная пробка; 4 – детонирующий шнур ДША или ДШВ; 5 – электродетонатор; 6 – электропровода; 7 – заполнитель (песок, вода); 8 – расширяющийся при твердении материал

Первое направление имеет значительные недостатки, сущность которых сводится к следующему. Существующие конструкции трубчатых анкеров [6, 7] предусматривают упрочнение приконтурного породного слоя твердеющим раствором, в качестве которого обычно применяют песчано-цементный раствор. При взрыве заряда ВВ под давлением расширяющихся продуктов детонации либо под давлением деформирующейся стенки трубы раствор нагнетается в приконтурные трещины и пустоты породы. При этом считается, что создается приконтурная породная зона повышенной прочности и достигается тем самым увеличение прочности закрепления анкера.

В противовес этому мнению следует подчеркнуть следующие факты. Во-первых, нагнетание твердеющего раствора в породные стенки шпура при взрыве заряда ВВ является высокоскоростным процессом, протекающим за весьма короткий промежуток времени на скоростях 100 и более метров в секунду. При этом вязкость раствора, имеющая достаточно большое значение при статическом нагнетании в пустоты и трещины, при рассматриваемом взрывном нагнетании увеличивается на несколько порядков. То есть, значительно возрастает сопротивление нагнетанию раствора и соответственно пропорционально этому уменьшается глубина упрочнения приконтурного породного слоя. Происходит не глубинное упрочнение, а поверхностное омоноличивание породных стенок шпура раствором (в отдельных случаях – просто «осланцевание» породной поверхности шпура).

Во-вторых, повысить прочностные свойства приконтурной породной зоны можно только раствором, прочность которого при твердении выше прочности самой породы. Однако по указанной выше причине упрочненный породный слой имеет незначительную толщину и при действии радиальных напряжений со стороны анкера этот слой играет роль передающего нагрузку элемента из-за своей незначительной несущей способности. То есть, подавляющая часть радиальных напряжений от анкера через упрочненный приконтурный слой передается на неупрочненные породы, сопротивляемость которых нагрузкам гораздо ниже. Таким образом, главным элементом, определяющим прочностные свойства породных стенок шпура, снова стано-

вится неупрочненная порода и эффект низкой прочности закрепления анкера не устраняется.

В-третьих, раствор для сколь-нибудь существенного упрочнения приконтурного породного слоя должен быть весьма подвижен (ставится задача снижения его вязкости), то есть обладать высоким водоцементным отношением, при котором прочностные свойства песчано-цементного камня резко снижаются [8]. На практике сопротивление такого песчано-цементного камня сжатию не превышает 3-5 МПа, что предопределяет малую эффективность упрочнения породных стенок шпура, а следовательно, и низкую прочность закрепления анкеров таким способом в слабых породах. Поэтому в случае, если прочность породы больше прочности песчано-цементного камня, введение промежуточного гораздо менее прочного слоя на контакте анкера с породой приводит к существенной потере его несущей способности.

Но если введение промежуточного слоя из твердеющего материала снижает несущую способность анкера по фактору прочности его закрепления в шпуре, то создание отверстий в анкере [7] для нагнетания цементно-песчаного раствора в приконтурный породный слой, во-первых, уменьшает поперечное сечение анкера и, во-вторых, способствует образованию вокруг них концентраций напряжений при нагружении анкера растягивающими усилиями, что в конечном итоге снижает несущую способность анкера и по фактору прочности его материала.

Поэтому наиболее целесообразным является второй путь, направленный на совершенствование режима силового взаимодействия системы «анкер-порода» путем введения во внутреннюю полость трубчатого анкера материала с деформационными свойствами, обеспечивающими необходимое давление на внутреннюю его поверхность.

С целью повышения несущей способности трубчатого анкера ТА2 в слабых породах путем улучшения режима его силового взаимодействия с породой, внутреннюю полость анкера после его развальцовки в шпуре взрывом заряда взрывчатого вещества заполняют расширяющимся при твердении материалом (рис. 1, б), коэффициент объемного расширения которого определяется по формуле

$$Q_{м} = \frac{(1+\mu_{м})(1-2\mu_{м})\left(d_{ш}^{2}-d_{1}^{2}\right)}{d_{1}^{2}E_{м}} \times$$

$$\times\left\{\mu\beta\sigma_{T} - R_{сж}\left[\frac{E}{E_{П}}(1+\mu_{П}) + \frac{d_{ш}^{2}+d_{1}^{2}}{d_{ш}^{2}-d_{1}^{2}} - \mu\right]\right\},$$

где μ, $\mu_{П}$, $\mu_{м}$ – соответственно коэффициенты Пуассона стали, породы и отвердевшего материала; E, $E_{П}$, $E_{м}$ – соответственно модули упругости стали, породы и отвердевшего материала; d_1 и $d_{ш}$ – соответственно внутренний диаметр анкера и диаметр шпура; β – коэффициент, учитывающий увеличение предела текучести материала анкера при его развальцовке энергией взрыва; $R_{сж}$ – длительный предел прочности породы при одноосном сжатии.

Таким образом, повышение несущей способности трубчатых анкеров ТА2 в слабых породах достигается тем, что благодаря заполнению внутренней его полости после закрепления в шпуре расширяющимся твердеющим материалом предотвращается возможность поперечного сужения анкера при росте осевых нагрузок, а, следовательно, и исключается возможность уменьшения радиальных давлений, действующих по контакту «анкер-порода», вследствие чего прочность закрепления анкера в шпуре сохраняется во времени неизменной и равной расчетной величине, что обеспечивает равнопрочность конструкции как по фактору разрыва материала анкера, так и по фактору его закрепления в шпуре при повышенной несущей способности.

Анализ опыта применения анкерной крепи, ее конструкций и методов расчета требуемых параметров позволил сделать следующие выводы:

1. Несомненна актуальность направления повышения устойчивости подземных горных выработок путем упрочнения приконтурных пород анкерами, как в части значительного ресурсосбережения, так и в части решения ряда социальных задач по улучшению условий труда гор-

няков.

2. Наметилась стойкая тенденция к преимущественному применению беззамковых анкеров взамен замковых конструкций, а в породах малой крепости – исключительно анкеров, закрепляемых по всей длине шпура.

3. К особенностям проявлений горного давления в слабых породах (выражающихся в требовании высокой реакции сопротивления анкера при значительной его податливости) наиболее подходит контакт «анкер-порода», сопротивляющийся осевым нагрузкам исключительно за счет сил трения. Такой контакт имеет потенциальные возможности обеспечения требуемой податливости анкера в наиболее эффективном режиме постоянного сопротивления и осуществляется в конструкциях трубчатых анкеров.

4. Одна из главных сторон реализации конструктивных преимуществ трубчатых анкеров заключается в обоснованном выборе их параметров на основе использования существующих перспективных подходов, их совершенствования и разработки наиболее адекватного реальности метода расчета рациональных параметров трубчатой анкерной крепи ТА2 для слабых пород.

На рис. 2 приведена структурная схема последовательности и взаимосвязи решаемых задач в рамках реализации основной цели исследований. Поэтому прежде всего оцениваются в данных горно-геологических условиях прогнозируемые параметры проявлений горного давления, а именно: величина смещения U породного контура выработки (эпюра смещений $U(\theta)$ по угловой координате θ контура), нагрузка $P(\theta)$ в податливом режиме работы грузонесущей породной конструкции, радиус $r_{\text{п}}$ зоны предельного равновесия разупрочненных пород. Кроме того, по существующим исследованиям оцениваются такие механические параметры горных пород в зоне предельного равновесия как величина остаточной прочности на сжатие и угол внутреннего трения. Перечисленные геомеханические параметры являются необходимым звеном при обосновании диапазона изменения требуемой деформационно-силовой характеристики анкера ТА2 в исследуемой области горно-геологических условий поддержания подземных выработок. В итоге устанавливаются исходные требования к параметрам анкерной крепи ТА2, обеспечивающие эффективное поддержание горных выработок в слабых породах.



Рис. 2. Структурно-логическая схема реализации цели исследований

Вторая часть первого блока исследований (рис. 2) основана на выводах о наиболее целесообразном применении в слабых породах усовершенствованной конструкции трубчатого анкера ТА2. Здесь поставлена задача – раскрыть и описать механизм его взаимодействия с породными стенками шпура в направлении достижения требуемой деформационно-силовой характеристики анкера в слабых породах.

Результаты первого блока исследований являются базой для второго блока (рис. 2), заключающегося в разработке нового аналитического метода расчета рациональных параметров трубчатых анкеров ТА2, учитывающего трехосное напряженное состояние всех элементов системы, реальный характер распределения смещений приконтурных пород по глубине упрочнения и весь спектр режимов работы анкера по мере развития смещений породного контура выработки. Очевидно, такой подход требует определения напряженно-деформированного состояния (НДС) системы «трубчатый анкер ТА2-породные стенки шпура», разработки геомеханических критериев и оптимизации НДС в направлении достижения рациональной (по результатам блока 1) деформационно-силовой характеристики трубчатого анкера ТА2 в слабых породах. Перечисленные этапы составляют сущность второго блока исследований, научные результаты которого развиваются в экспериментально-практическом третьем блоке (рис. 2). Здесь выполняются исследования, направленные на практическую реализацию цели работы. Во-первых, проводится комплекс лабораторных испытаний физико-механических свойств заполнителя с конечной задачей подбора составов твердеющей смеси, обеспечивающей гамму требуемых деформационно-силовых характеристик трубчатых анкеров ТА2 в соответствии с горно-геологическими условиями их применения. Во-вторых, окончательным критерием оценки достоверности результатов исследований является комплекс шахтных испытаний по изучению реальной деформационно-силовой характеристики трубчатого анкера ТА2, по результатам которых производится корректировка расчетного метода. В-третьих, производится общая оценка эффективности поддержания горных выработок в слабых породах при внедрении трубчатой анкерной крепи и разрабатывается инженерная методика выбора ее рациональных параметров.

Научная база работы в виде ее главной идеи сформулирована как использование объективно существующей анизотропии механических свойств системы «слабые породы-металлическая труба-отвердевший материал» для достижения рациональных режимов работы трубчатого анкера ТА2 в слабых горных породах.

Список литературы

1. Ковалевская И.А. Геомеханика взаимодействия элементов системы «горный массив-упрочненные породы-крепь подземных выработок». – Днепропетровск: НГА Украины, 2003. – 234 с.

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

3. Малов В.И., Симанович Г.А. Применение и методы расчета трубчатой штанговой крепи. – М.: ЦНИЭИуголь, ЦБНТИ МУП УССР, 1980. – 14 с.

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

5. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок / Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирняков А.В. и др. – М.: Недра, 1972. – 81с.

6. Способ установки трубчатого анкера: А.с. 796448 СССР, МКИ 21Д 20/00 / П.И. Сенцов, Ю.И. Сагалаев, Б.Н. Чурсин, А.В. Андреев. – №2740224/22-03; Заявлено 22.03.79; Опубл. 1981, Бюл. №2.

7. Способ упрочнения породного массива вокруг выработки: А.с. 969903 СССР, МКИЕ 21Д 20/00 / П.И. Сенцов, А.П. Коршун. – № 3267529/22-3; Заявлено 01.04.81; Опубл. 1982, Бюл. №40.

8. Строительные материалы / Скрамтаев Б.Г. и др. – М.: Госиздат. лит-ры по стройматер., 1953. – 643 с.

COMPUTER AID IN PROCEDURES OF COAL SALES AND CONTACT WITH CLIENTS ON THE BASIS OF THE AUTHORISED SELLER'S PORTAL E-AS

Wiesław Kraus, Stanisław Rymaszewski
Central Institute of Information Technology for Mining S.A. Katowice (COIG S.A.)

The paper presents an Internet computer portal, the Authorised Seller's Portal e-AS, introduced in KHW S.A. in order to organise cooperation with the network of authorised coal sellers. It describes e.g. trade documentation management through the e-AS portal (one-year contract, quarterly order, sales order) along with the issuing of electronic authorisation for the reception of coal and a certified digital signature.

KEY WORDS: Annual contract, order, notification, authorisation, bill-post, database, Internet portal, certified digital signature

1. INTRODUCTION

For over 10 years, in all mines of the Katowice Coal Holding S.A., there have been used the ZBYT WĘGLA computer system, made by Centre of Computer Science of Mining S.A., servicing the entirety of problems related to the shipment and sale of coal. In the Katowice Coal Holding S.A., the ZBYT WĘGLA system used in the mines, works in concert with computer systems servicing other spheres of the mines' activity and supplies with data central systems of analysis and reporting for the Board of KHW S.A. The Board of KHW S.A. stated that "an indispensable factor making effective competition on the market possible is the use of external computer networks in servicing clients" [1]. In connection with the above, it decided to supplement the currently used ZBYT WĘGLA system with internet-mediated solutions, in order to use them for cooperation with clients. The result of that decision is the industrially utilised for five years on an internet server of COIG S.A., Authorised Seller's Portal e-AS, which serves KHW S.A. in consolidation of authorised sellers, located in the whole country. At present, the users of the Portal are: 194 companies of authorised sellers, mines of KHW S.A., the Head Office of KHW S.A. and the company Katowice Coal Ltd.

This paper presents the role of the Authorised Seller's Portal e-AS as a tool aiding in procedures of coal sale and contacts with clients.

2. A FUNCTIONAL DESCRIPTION OF THE SOLUTIONS

The functional scope of the Authorised Seller's Portal e-AS includes the following problems related to the sphere of coal sale: annual contract, quarterly orders, one week notification, authorisation for coal reception, reporting, bill-posts.

2.1. *Annual contract*

The e-AS Portal, aiding in coal sale procedures, contains a number of solutions that serve the processing of trade documentation. One of such trade documents is the annual contract.

KHW S.A. every year signs contracts with all authorised coal sellers. Those contracts oblige one party to delivery, and the other party to reception, in specified quantities, assortments and months of the calendar year. The e-AS Portal is the place of registration of data from the contracts, which are of a fundamental significance to the portal, because they are used as a basis for the further described solutions of notification, orders and authorisation. It was established that the only persons authorised for registration of these data are the workers of the Katowice Coal S.A. Ltd, which company is the coordinator of business processes taking place between KHW S.A. and authorised coal sellers.

An annual contract that was registered before the beginning of a new year is subject to change. In the case when mines have additional coal supply, or conversely, they can not provide previously settled quantity of supplies, they can, in agreement with the Head Office of KHW S.A. and individual authorised sellers, apply for a change in the contract. The e-AS Portal provides a solu-

tion in this area, serving the registration of changes in the annual contract, and the only users authorised for the registration of changes in a contract are the workers of the Katowice Coal S.A. Ltd.

All users of the e-AS Portal have access to reports presenting data about the quantities included in the contract, corrections of contracts and realisations of contracts on the basis of the e-AS Portal's database supplied with data from the mines. Access to data is selective, i.e. every user has access only to their data.

2.2. *Quarterly orders*

The annual contract is registered on the e-AS Portal after its actual acceptance and signing in the traditional manner by an authorised seller and representatives of a coal supplier. On the basis of an annual contract, an authorised coal seller places quarterly orders for coal reception, that at the present are electronic documents with certified digital signature. The electronic signature law from 18th June 2001, along with its executive documents, made equal the validity of hand signature with a document signed electronically. Since June 2006, KHW S.A., through the e-AS Portal, began to accept orders in the electronic form with a certified digital signature, and orders for the fourth quarter of 2006 were accepted only in this form. At present, every authorised coal seller has a digital signature unit, comprising a cryptographic card, a card reader and the software.

Each order, before it is accepted for realisation, undergoes the process of control and approval. Placing an order begins at an authorised coal seller, who registers the order and signs it digitally. special software is used for signing, made by COIG S.A. and using the certified Sigillum library. The above software works in communication with the e-AS Portal, ensuring the conformity of data in the document being signed with the content of the database, and realises operations serving the saving of document in the database.

The first link that performs verification of an electronically signed order is an employee of the Katowice Coal S.A. Ltd. This employee, called the 'manager', takes care of the assigned group of authorised coal sellers. The e-AS Portal, with the use of an appropriate function, supplies to them all orders that were signed by the authorised sellers belonging to their group. The 'manager' verifies the order's content, and with the use of proper mechanisms annotates additional data. Finally, the 'manager' can accept, change or reject the order. All orders verified by 'managers' are controlled by superiors of the 'managers', and then digitally signed by the Chairman of the Katowice Coal S.A. Ltd or his Procurers.

An order signed in the Katowice Coal S.A. Ltd is then serviced in the mine, where it goes thorough four posts: an employee of the marketing department, a notification employee, marketing manager, director of the mine or their procurer. The director also places their certified digital signature and only at that moment the order is accepted for realisation.

The e-AS Portal, by sending orders to consecutive persons, realises a function that is typical for a system of document circulation. But the specificity of the solution in this area consists in the fact that the sender does not decide who will be the recipient of the document, but it is the e-AS Portal that defines the sequence of persons and roles.

The last stage of order processing is making on its basis an automated record in the ZBYT WĘGLA system's base in the respective mine. During this operation, from one order that can pertain to several coal assortments, there are made several quarterly sale orders.

2.3. *Weekly notification*

In order to regulate the process of reception of coal transferred by road, the KHW S.A. mines use notification, which consists in mutually settling between the clients and mines the assortments and tonnage of the coal intended for reception by the respective clients.

No later than on Tuesday of the week preceding the agreed coal receptions, an authorised seller, with the help of a table created by the e-AS Portal, informs the mines of their intention to collect specified assortments and tonnages. The e-AS Portal creates the table on the basis of records in the annual contract, and in it there are, in individual lines, coal assortments, assigned in the annual contract to the month, to which belongs the week specified in the notification. If a week spans two

months, the e-AS Portal creates a table of assortments for the two months. Respective columns of the table represent consecutive days of the week. The authorised coal seller enters in the table tonnages and additionally the number of vehicles that they intend to send to pick up the coal. In further columns of the table, there are tonnage and percentage data informing them of the realisation of receptions in the month and quarter specified in the notification.

From Wednesday to Friday in the week preceding receptions, the mines confirm the data entered by authorised coal sellers and make the necessary corrections. The mine uses identical tables like those used by the authorised coal seller, and the only difference is the number of tables. The authorised coal seller fills as many tables, as is the number of mines, from which they were assigned coal receptions in the annual contract, and mines have as many tables, as is the number of coal sellers that reported coal receptions for a week that is being prepared. In addition, the mine has summaries that allow it to balance the tonnage in respective assortments among respective days of the week, and the mine should also receive numbers matching the supply plan for the respective days. For practical reasons, the process of agreements is conducted only in two steps, and quantities adopted by the mines are considered final.

2.4. *Authorisations for reception of coal*

The authorisation is a document issued by an authorised coal seller, confirming that the driver collects on his behalf a specified tonnage of coal. Four years ago, authorisations were issued in writing, which was the cause of thefts, counterfeiting and copying of authorisations. For that reason, the electronic authorisation was introduced, which can be described as information that is entered and unambiguously identifies the sender, driver and their vehicle, and specifies the tonnage and assortment, for the reception of which it authorises.

The authorisation is issued by an authorised coal seller, who performs a few simple operations with the help of a form prepared on the e-AS Portal. Authorisations work in connection with data in the notification and data in sale orders, and an authorisation can be issued only if the authorised coal seller has an open supply order in the mine. The e-AS Portal will also check if the order has not been already realised, which is done by calculating the difference between the tonnage accepted in the order and the sum of collected tonnage, determined on the basis of sales data collected every day from the mines. The e-AS Portal will not allow the issuing of authorisation for an already realised order, and at the same time there will be performed an important operation aiding the mine workers in the range of tonnage control of realisation of orders. The e-AS Portal controls authorisations with notification approved by the mines. Authorisations are issued in such advance as one selects, but they are valid for only one day, indicated by the authorised coal seller. To this end, it is verified whether a notification is confirmed by the mine on the day of an authorisation's validity, and whether the amount of tonnage of authorisations issued for that day does not exceed the tonnage defined in the notification. Despite the lack of notification, the e-AS Portal will allow to issue an authorisation, but it will warn the person issuing it of incorrectness and this information will appear in appropriate reports for the Board of KHW SA.

After inputting an authorisation into the database and signing it, the e-AS Portal gives the authorisation a number and generates a six-digit PIN which is given to the driver. The driver needs not contact directly with the person issuing the authorisation, because the e-AS Portal sense an SMS to the driver's cellular phone.

Authorisations are signed electronically, and the solution in the above field was created before certified signature distribution centres based on cryptographic cards appeared in Poland. At the COIG S.A. company, a solution was designed that realised an electronic signature not basing on a cryptographic card, but on certificates issued to individual employees of companies of authorised sellers. The employees apply to the e-AS Portal through SMS for a certificate and on reception, of a certificate, they enter into the e-AS Portal a password that they set themselves. A person possessing a certificate can sign authorisations.

An authorisation is saved in a database in tables, to which companies have on-line access, which means that an authorisation issued in the e-AS Portal is immediately visible in the proper

mine. The driver arriving at the mine to collect the coal, presents three pieces of information: authorisation number, PIN and the sale order number. The mine employee enters the presented information into the ZBYT WĘGLA sale system, which displays on the screen all information pertaining to the presented authorisation. These are: the data about the driver: first and last name, ID number, PESEL number, data about the vehicle: the registration number of the vehicle and semitrailer (or trailer), data about the goods: assortment, tonnage. The mine employee verifies the conformity of data displayed on the screen with the actual state, which is determined on the basis of documents presented by the driver.

In order to ensure the inviolability of data in the authorisation, an encrypting function was used for its signature, used by electronic banking websites. It is a one-direction function, which means that it is impossible to read information that was processed by this function. The only method of data verification is to create the result of the encryption function for a second time and compare the results. If the result is not identical, it means that the data was interfered with. Any change in authorisation after its signing results in an error message during the registration of the driver in the ZBYT WĘGLA system, which means that it is impossible to counterfeit a signed authorisation. In Fig. 1, the above-described process of electronic authorisation service is presented in a diagram form.

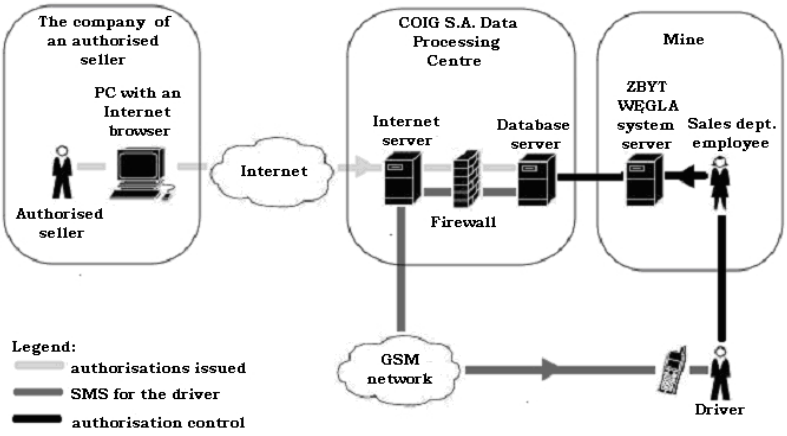


Fig.1. A diagram of the process of electronic authorisation service

The implementation of electronic authorisation in the e-AS Portal has eliminated the negative features of paper authorisations. Such authorisation can not be given to another person, lost, destroy pr copy.

2.5. *Reporting*

A very important solution functioning on the e-AS Portal is the group of functions used to report coal sales. On the basis of daily collected data, that are transferred from the used in mines ZBYT WĘGLA system so the database on the e-AS Portal, a reporting service is offered. The Head Office of KHW S.A. and the Katowice Coal Ltd have access to all report data, and authorised sellers and mines have access only to their own data. Reporting is drawn up in several sections that give different content and outlay of report. Separate reports were prepared for individual forms of sale, which are: prepayment contract, deposit contract, storage contract and sale with postponed payment date, commonly called sale on order; there were also prepared collective reports of invoices and payments. The e-AS Portal gives free access to data collected from the year 2003.

2.6. *Bill-posts*

The so-called 'bill-posts' were designed to make easier communication between users of the e-AS Portal. These are tools of the e-AS Portal, where every user may place their messages or supply to other users documents in any format (TXT, DOC, PDF), that they prepared. Several bill-posts

were made: separate for each mine, for the Board of KHW, for the Board of the KHW Authorised Sellers' Association, for the Katowice Coal Ltd, for COIG S.A., who is the administrator of the e-AS Portal, and a general bill-post, where everybody mat place their advertisements. The author of an advertisement placed on a bill-post can change or delete. A person reading the advertisement can reply to it, and search for advertisements by specifying on an appropriate form the searching criteria. There is also the possibility to send a private message, not addressed to all users visiting such a 'bill-post', but to only one of the e-AS Portal's users. The addressee of a private message, after signing in on the e-AS Portal and selecting a 'bill-post', will receive a notification that a private message is waiting for them.

The 'bill-posts' on the e-AS Portal are popular among its users. Mines place on them information about current sale conditions: weight working hours, current offer, and attach their price lists as files to download. The most active user of this solution is the Board of the Authorised Sellers' Association, which publishes through a 'bill-post' messages concerning the sessions of the association's board and many other messages addressed to all members of the association.

3. TECHNICAL CONDITIONS

3.1. *Security*

The Board of the Authorised Sellers' Association [oryginalnie “Zarząd Stowarzyszenia Autoryzowanych Sprzedawców” – chyba powino być “Portal e-AS”, czyli w tłumaczeniu “The e-AS Portal”] is maintained with the use of a number of solutions guaranteeing the security of processed and collected data.

Every authorised coal seller uses the portal through a VPN (Virtual Private Network), which technology ensures that the address of the e-AS Portal is visible in the Internet only for authorised sellers. VPN solutions are realised on the basis of hardware and software of the CISCO company, who is a world leader in the field of security systems.

Another protection is the commonly used in banking systems SSL (Secure Socket Layer) protocol. Data transmitted from an Internet server at COIG S.A. is encoded and provided with a certificate, and the encoding key is determined separately for each session. Encoding guarantees that nobody from the outside can read the content of the transmitted data, and the certificate ensures that the data comes from this server. COIG S.A. applied for recognise the reliability of the e-AS Portal in the world network and granting it THAWTE world reliability certificate.

Every user of the e-AS Portal has an account protected with a 10-digit password, consisting of numbers, small and capital letters. Passwords are generated with a special programme. The number of combinations of digits that can form a password is over 50^{10}.

The above-mentioned solutions constitute the elements of technical and logic security of the e-AS Portal. Physical security is also crucial, and was created in the COIG SA. Data Processing Centre. It is determined by: locating the Centre in a separate part of the building, protected by an alarm system and a CCTV system, access to rooms restricted only to authorised persons, entry and exit registration system, a fire security system monitored by the Fire Brigade, automatic extinguishing systems using an inert gas, energy grid backed up with a current generator and high-powered UPS devices, precision air-conditioners devices and a ventilation system.

3.2. *Database*

Due to the properties of the AIX operating system and its Informix database, on which the solutions of the e-AS Portal are based, a safe construction of the extensive database could be build. The use of proper techniques, some of which were mentioned above, has resulted in a state, where penetration of 'intruders' from the Internet into the database network is impossible.

The technology used in so extensive a database made possible the creation of stable online connections between the e-AS Portal database and databases of the mines. Keeping in mind the minimising of the already enormous traffic inside the network of the KHW S.A. mines, using online connections was confined to the necessary minimum. Currently, they are used only in two solutions: authorisation and sale order, and in each of them in a different manner.

Authorisations are created in the e-AS Portal database, and all mines use them in progress. In practice, this means that there is only one place for all authorisations and that they are visible in the mines immediately after their creation. Sale orders are created with the e-AS Portal's solutions in local bases of the ZBYT WĘGLA system in the mines and they stay there, accessible by both the e-AS Portal and the ZBYT WĘGLA system.

Where there is no need for constantly updating data created in the ZBYT WĘGLA system, data supply is performed offline. Two times a day, from individual mine installations of the ZBYT WĘGLA system, data is automatically transmitted from all mines to the portal's base. Hours of transmission are different for every mine. First transmission is performed in the morning after completing data concerning the sale from the entire previous day, and the other one in the afternoon, when the results of qualitative coal tests are ready and invoices and proofs of deliveries can be prepared.

4. PERSPECTIVES OF DEVELOPMENT

The e-AS Authorised Seller's Portal is a computer system dedicated to and created strictly for the needs of KHW S.A. Every of its solutions, presented in this paper, was created in close collaboration of the COIG S.A. authors' team with users of the portal from the Head Office of KHW S.A., individual mines, the Katowice Coal S.A. and representatives of authorised coal sellers. It is also assumed that the further development of the e-AS Portal will be defined by the needs of its users. The e-AS Portal has to deal with a number of tasks.

The first task concerning the development of the e-AS Portal, is the elimination of paper documents ad replacing them with electronic documents signed with digital signatures. The first step in this direction has been made - quarterly orders were introduced, and other documents will be: order corrections, the annual contract and corrections to annual contracts. The finalisation of this work will be the introduction of the electronic invoice, which, created in the ZBYT WĘGLA system in the mine, will be distributed to authorised coal sellers by the e-AS Portal.

The second task concerning the development of the e-AS Portal, is the increasingly tighter connection of the ZBYT WĘGLA system used in mines with the e-AS Portal. Employees in marketing departments in mines are currently using the two computer solutions separately, and in future they should use only one solution, realising at the same time functions related to the service of authorised coal sellers and functions that are now performed with the help of the ZBYT WĘGLA mine service system.

The third task concerning the development of the e-AS Portal relates to providing access to some functions of the portal through mobile devices, and as a substitute of this kind of solution functions the webpage prepared in the WAP technology. With the help of any model of cellular telephone using WAP, authorised sellers can read information about the state of realisation of authorisations. Lately, COIG S.A. has begun to prepare a solution for the https solution with protection through VPN, so it will be the same technology that is now being used by the e-AS Portal. The device realising access to the e-AS Portal will not be a computer, but a palmtop. Through this device, an authorised coal seller will be able to issue authorisations for coal reception in some exceptional situations, when the client will not have access to a computer, and an authorisation will have to be issued immediately.

As the fourth direction in the development of the e-AS Portal is assumed the popularisation of its solutions in relation to other groups of KHW S.A. clients, especially to the largest consumers, which are power plants and other large industry plants.

5. THE EFFECTIVENESS OF INTRODUCING THE AUTHORISED SELLERS' PORTAL

Basing on results and analyses of the current processes related to the coordination and administration of the Authorised Coal Sellers' network, as well as the results of introducing the e-AS Portal in the Katowice Coal Holding and the network of authorised sellers, the following sources of outcomes resulting from its application can be indicated [6]. These sources are:

- the improvement and quickening of observation and monitoring of intermediate coal

sales processes in progress,

- the automation of processes of informing about notified shipments within the framework of storage contracts, order realisation, deposits, etc.
- improving the effectiveness of teamwork of departments participating in the coal supply chain,
- the improvement of contacts between authorised coal sellers and KHW S.A. mines by introducing an electronic exchange of data and documents together with electronic signature, and thus the creation of a possibility to conduct an electronic business market,
- the possibility of decreasing coal supplies in mines, at the same time increasing the control of the external coal stores level in mines,
- protection form the realisation of unauthorised permits for reception of coal.

6. CONCLUSIONS

1. On the basis of the results of the hitherto use of the e-AS Authorised Sellers' Portal, it can be concluded that it has become an indispensable tool for organisation of coal sales in the network of KHW S.A. authorised sellers.
2. One of the significant solutions of the e-AS Portal is the certified digital signature, enabling the change of the existing paper documentation to electronic one, fully compliant with the content of databases.
3. It is predicted that further work on the e-AS Authorised Sellers' Portal will be aimed at the realisation of requirements reported by the user, with respect to the application of the electronic signature solutions in other documents pertaining to coal sale (annual contracts, invoices) and their distribution by the e-AS Portal to authorised coal sales.
4. Present experiences in the area of the use of the e-AS Authorised Sellers' Portal indicate a possibility of implementing similar solutions in servicing coal supplies for the power industry and other mass consumers.

LITERATURE

[1] Góra J. 2003: Nowoczesne rozwiązania informatyczne w służbie sprzedaży węgla w KHW SA. Materiały na szkolenie użytkowników systemu ZBYT WĘGLA (Modern Computer Solutions in the Area of Coal Sale in KHW SA. Training materials for the ZBYT WĘGLA system users) – Szczyrk 2003

[2] Rymaszewski St. 2003: Nowe technologie usług outsourcingowych IT świadczonych przez COIG S.A. Materiały na seminarium „Outsourcing IT w zarządzaniu firmą" (New IT Outsourcing Services Technologies Provided by COIG S.A. Materials for the seminar "IT Outsourcing in Company Management") – Szczyrk 2003

[3] Hytel G., Tyka T. 2003: Internetowe upoważnienia w Portalu AS KHW SA. Materiały na szkolenie użytkowników systemu ZBYT WĘGLA (Internet Authorisations in the AS KHW SA Portal. Training materials for the ZBYT WĘGLA system users) – Szczyrk 2003

[4] Tyka T. 2003: Obsługa Portalu Autoryzowanego Sprzedawcy KHW SA w zakresie słupa ogłoszeniowego i dokumentów. Materiały na szkolenie użytkowników systemu ZBYT WĘGLA (Service of the KHW SA Authorised Seller's Portal in the range of the bill-post and documents. Training materials for the ZBYT WĘGLA system users) – Szczyrk 2003

[5] Krupa T., Lange J. 2004: Rozwiązania techniczne w zakresie bezpieczeństwa informacji w Centrum Przetwarzania Danych COIG SA. Materiały na seminarium „Outsourcing IT w zarządzaniu firmą" (Technical Solutions in the Range of Information Security in the COIG SA Data Processing Centre. Materials for the seminar "IT Outsourcing in Company Management") – Ustroń 2004

[6] Góra J. 2002: Wykorzystanie rozwiązań internetowych systemu ZBYT WĘGLA w konsolidacji sieci autoryzowanych sprzedawców węgla KHW S.A. Materiały na V Seminarium Systemu ZBYT WĘGLA (The Application of Internet Solutions of the ZBYT WĘGLA System in the Consolidation of Authorised Coal Sellers' Networks of KHW S.A. Materials for the V Seminar of the ZBYT WĘGLA System) – Wisła 2002. COIG S.A. Publishing House. Katowice 2002

УДК 622.278:536.24/.25

© В.С. Фальштынский,
Р.Е. Дычковский,
Н.М. Табаченко,
В.В. Лапко

ПАРАМЕТРЫ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРНОГО ПОЛЯ В ПОРОДАХ, ВМЕЩАЮЩИХ ПОДЗЕМНЫЙ ГАЗОГЕНЕРАТОР

Надані результати досліджень динаміки формування температурного поля в породному масиві при підземній газифікації тонких вугільних пластів із урахуванням геологічних умов, порушеності породо-вугільного масиву та технологічних показників процесу вигазовування вугілля.

Приведены результаты исследований динамики формирования температурного поля при подземной газификации тонких угольных пластов с учетом геологических условий, нарушенности породно-угольного массива и технологических показателей процесса выгазовывания угля.

The results of researches of dynamic temperature field in rockmass in underground gasification of thin coal seams in different geological conditions according to rocks displacement and technological parameters are presented in the article.

Разработка технологических схем скважинной подземной газификации угля (СПГУ) с закладкой деформированных пород кровли и выработанного пространства подземного газогенератора, позволяющая обеспечить эффективность и надежность технологии подземной газификации угля, требует изучение динамики и параметров формирования температурного поля, с учетом нарушенности породно-угольного массива при выгазовывании угольного пласта.

Экспериментальные исследования по изучению поведения и формирования температурного поля в породах, вмещающих газогенератор проводились на стендовых установках в 1988 г. на территории шахты №1 «Острый» шахтоуправления «Кураховское» ГХК «Селидовуголь» и в 1992 г. на шахте «Терновская» ГХК «Павлоградуголь».

Стендовая установка представляет упрощенную модель подземного газогенератора. Общий вид экспериментальной установки представлен на рис.1



Рис. 1. Экспериментальная стендовая установка

Установка состоит из трёх функциональных элементов: экспериментального стенда, дутьевой (нагнетательной) и газоотводящей сетей. Экспериментальный стенд представляет собой сварную конструкцию из листов стали в виде ящика с размерами 7,0×2,4×2,4 м (рис.2).

Для защиты стенда от осадков оборудована крыша 4, состоящая из листового спецпрофиля. Для уменьшения теплопотерь с боков стенд изолирован глиной и породой. Стенд трёхсекционный, каждая секция 2 герметизируется съемной крышкой 3.

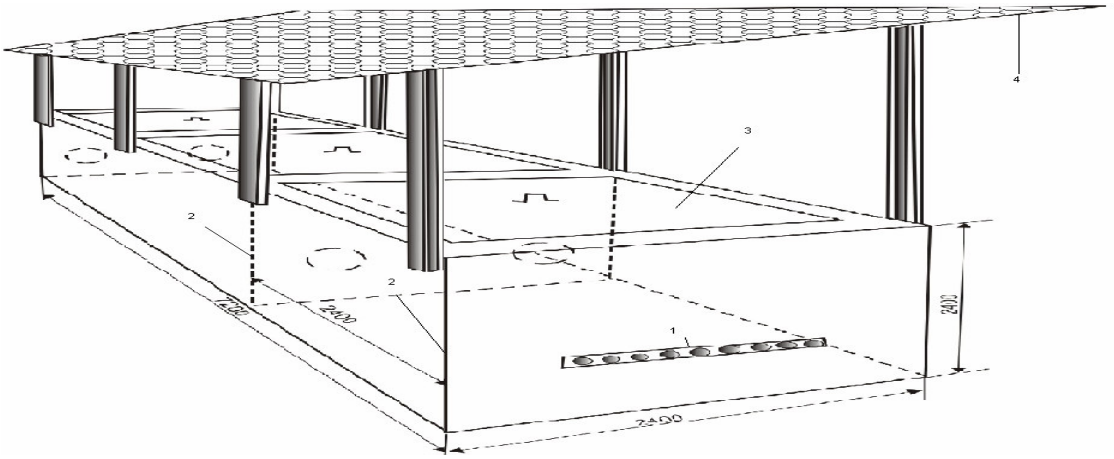


Рис. 2. Конструкция экспериментального стенда СПГУ: 1 – отверстия с резьбовыми соединениями; 2 – секция; 3 – съемная крышка; 4 – металлическая крыша

Имитация породно-угольной толщи моделировалась с выкладкой 10 см почвы пласта из кусков глинистого сланца, соединенных между собой глиноцементным раствором. Поверх почвы настилался угольный пласт (мощностью 10 см) из блоков «брикетов», размером 5,0 х 10,3 х 8,0 см. Образцы угля брались из угольного пласта C_5 в месте его залегания. Непосредственная кровля выкладывалась из кусков пород (глинистый сланец), мощность кровли согласно масштаба – 0,8 м. Поверх непосредственной кровли настилалась основная мощностью 1,5 м из кусков песчанистого сланца [1]. Формирование породно-угольной толщи в модели подземного газогенератора с установкой термопар представлено на рис. 3 и 4.

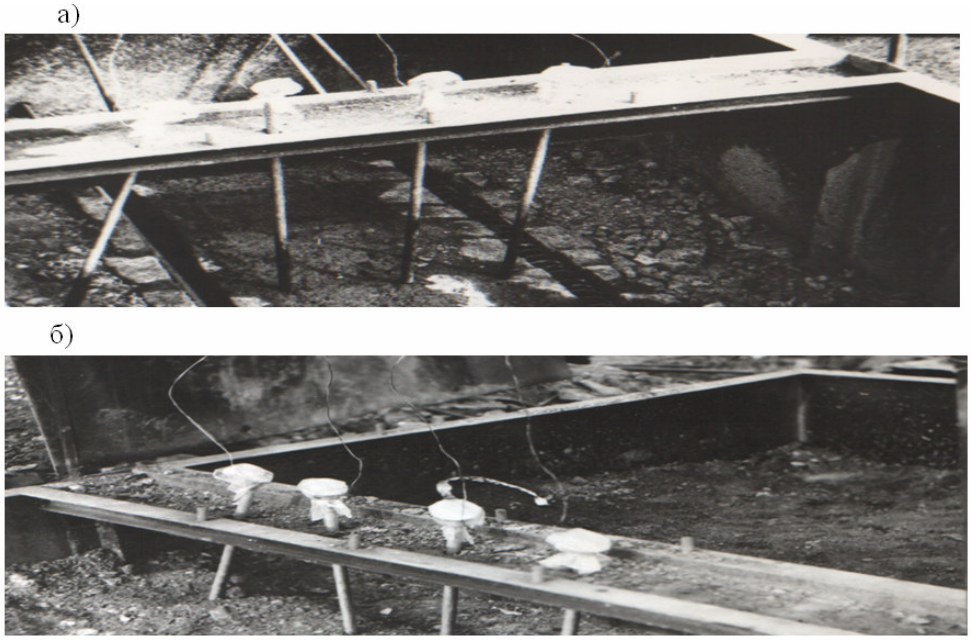


Рис.3. Формирование угольного пласта и породной толщи модели подземного газогенератора

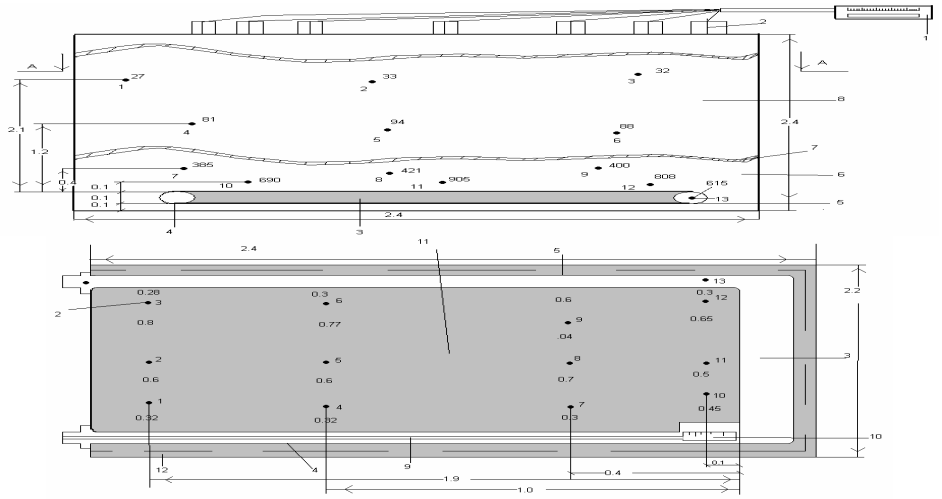


Рис. 4. Схема расстановки термопар в стендовой модели подземного газогенератора: 1 – блок измерения термо-ЭДС (милливольтметр); 2 – термопары; 3 – огневой канал; 4 – дутьевая скважина; 5 – газоотводящая скважина; 6 – непосредственная кровля; 7 – глинисто-асбестовая прослойка – (h=0,01 м); 8 – основная кровля; 9 – металлическая труба – (d=0,028 м); 10 – жаростойкая перфорированная насадка; 11 – породно-угольная толща; 12 – глинисто-асбестовая термоизоляция – (h=0,10-0,15 м); 13 – передвижная термопара

При проведении экспериментов на стендовой установке решался ряд задач по изучению динамики распространения термополя вокруг подземного газогенератора, параметров формирования выгазованного пространства, эффективности управления процессами газификации и определения потерь дутья и газа.

Для осуществления процесса розжига в розжиговую скважину засыпался раскаленный уголь, затем при помощи фланца и глиноцементного раствора скважину герметизировали. Через трубопровод с жаропрочной насадкой, уложенной в дутьевой скважине, подавали воздушное дутье на раскаленный уголь, что приводило к образованию очага воспламенения угольного пласта, в пределах температур 390-465 ^{0}C, которые фиксировались на термопаре 1 (рис.4). При этом фронт прогрева пласта совпадал с направлением движения дутья в канале газогенератора. За 22 ч проведения эксперимента на термопаре 2 была зафиксирована температура 710-870 ^{0}C, на термопаре 3 – 401-521 ^{0}C (рис.4). После 36 ч эксперимента процесс стабилизировался, это было видно по уменьшению содержания кислорода O_2 в продуктах СПГУ с 10 до 2,0%, содержание углекислого газа увеличивалось до 15,4%. Следует отметить, что нестабильность процесса на первом этапе возникала в связи с потерями тепла 40-58%. В пласте угля и породной толще происходило испарение влаги. Влажность породного массива составила 10-24%, а зольность смолы угольного пласта A^c = 19%. По результатам эксперимента можно выделить пять температурных участков, соответствующих различным термохимическим законам (рис.5).

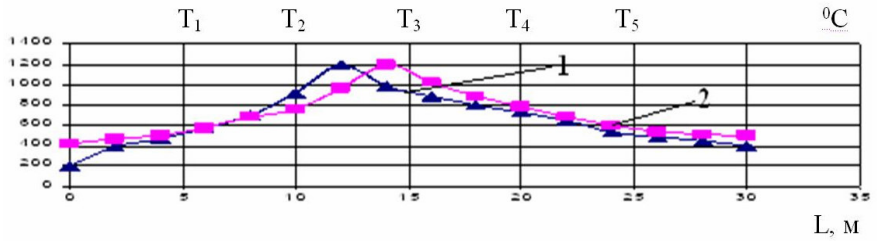


Рис. 5. Изменения температуры по длине огневого канала:1 – изменение температуры по длине огневого забоя через 20 ч после розжига угольного пласта; 2 – изменение температуры по длине огневого забоя через 40 ч после розжига угольного пласта. T_1 – температура дутья дутьевой смеси; T_2 – подготовка к воспламенению, экзотермические реакции (окислительная зона); T_3 – переходная зона; T_4 – эндотермические реакции, термическое разложение (восстановительная зона); T_5 – температура продуктивного газа

На участке горения (окислительная зона 1,1-0,9 м) температура в канале газогенератора изменилась с 410 до 1080 ^{0}С. Динамика температур на участке восстановительной зоны обусловлена превалированием потерь тепла на эндотермические реакции, что снижает распространение тепла в окружающую среду. Температура на этом участке изменилась по длине огневого забоя в пределах 1100-520 ^{0}С. В результате проведенных исследований на стендовых установках были получены данные о параметрах прогрева пород вокруг газогенератора, которые представлены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры прогрева пород вокруг газогенератора

Расстояние от угольного пласта, м (кровля)	Эксперимент				Средняя температура пород, ^{0}С
	1	2	3	4	
	Температура прогрева пород, ^{0}С (кровля)				
0,1	901	911	924	905	910
0,4	418	420	419	421	420
0,7	144	133	156	149	145
0,9	110	109	111	112	111
1,2	86	95	87	94	91
1,5	67	65	64	65	65
1,7	49	51	48	53	50
2,1	34	33	36	35	34
2,3	20	21	24	23	22
Расстояние от угольного пласта, м (почва)	Эксперимент				Средняя температура пород, ^{0}С
	1	2	3	4	
	Температура прогрева пород, ^{0}С (почва)				
0,5	919	895	846	887	887
1,0	645	570	508	539	566
1,5	439	406	347	351	386
2,5	293	251	178	203	231
3,0	226	145	114	181	167
3,5	112	65	57	82	79
4,0	32	18	15	24	22

Анализируя результаты экспериментов, можно констатировать, что на расстоянии 1,5 м (6 м в натуре) от газифицируемого пласта породы кровли подвергаются интенсивному прогреву газообразными продуктами СПГУ за счёт их миграции по трещинам и расслоениям в надугольном массиве. С 1,5 до 2,3 м (6-9,2 м в натуре) интенсивность прогрева падает за счёт уменьшения размеров нарушенности массива. Степень прогрева пород кровли и почвы, в зависимости от состава дутья (воздушного, кислородного) и давления, представлена на рис. 6.

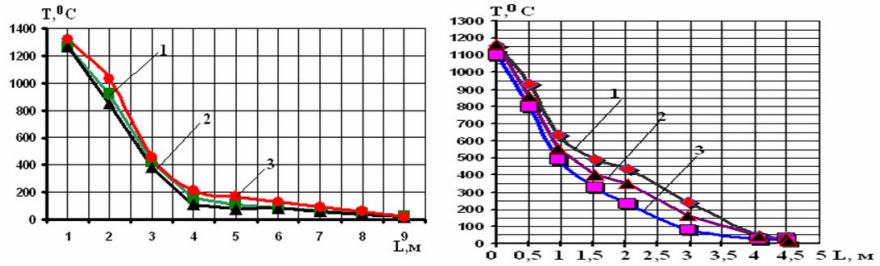


Рис. 6. Степень прогрева пород кровли и почвы: 1 – дутье, обогащенное кислородом (O_2 – 30%), давление P = 0,4 МПа, ряд 4; 2 – воздушное дутье, давление P = 0,6 МПа, ряд 2; 3 – воздушное дутье, давление P = 0,4 МПа

На расстоянии 0,8-1,6 м от угольного пласта температура прогрева пород изменяется от 910 до 400 ^{0}С. Потери температур на этом участке составляют 46 %. На расстоянии 0,4-0,9 м (в натуре 1,6 - 3,2 м) температура колеблется от 420 до 111 ^{0}С, потери температур в массив на этом участке 26,4%. На высоте 6 м от огневого канала породы кровли прогреты до 54 ^{0}С. Далее температура на расстоянии 2,25 м (в натуре 9,0 м) от газифицируемого пласта приближается к природному градиенту 25-20 ^{0}С. При увеличении давления на воздушном дутье до 0,6 МПа глубина прогрева породного массива до 50 ^{0}С составит 6,4 м, что связано с деформацией пород кровли и увеличением скорости миграции газообразных продуктов СПГУ в горный массив. При применении дутья, обогащенного кислородом (O_2 – 30%), и давлении P = 0,4 МПа прогрев пород кровли увеличивается за счет повышения температуры процесса на 3-7%. Из графика зависимости видно, что степень прогрева пород надугольной толщи зависит от давления в газогенераторе и от состава дутьевой смеси.

Во время проведения экспериментов по показаниям приборов регистрировались расход и давление дутья, скорость подвигания и температура пласта и пород. В результате экспериментов обосновывалась взаимосвязь между температурой прогрева породного массива модели и давлением в огневом канале, а также изменением состава дутьевой смеси. При проведении исследований получение газов, близких по своему составу к газам, получаемым на станциях «Подземгаз», затруднено (невозможность полностью смоделировать природные условия). Об эффективности процесса следует судить по относительному росту горючих компонентов [2].

Лабораторная модель представляет собой металлический ящик размерами 100х100х12 см (рис. 7). В модель укладываются слои пород, имитирующие надугольную породную толщу 20, 21 и угольный пласт 22. Для имитации огневого забоя в отверстии 23 угольного пласта, расположенного на расстоянии 4 см, устанавливался теплоэлемент. Параметры распространения термополя в надугольном массиве пород измерялись стационарными медь-термопарами (1-16), устанавливаемыми стационарно перпендикулярно напластованию пород. Три термопары подвижные. Две из них (17, 18) установлены параллельно напластованию в угольном пласте и перемещаются по мере подвигания огневого забоя, измеряя фронт температур в угольном пласте. Перемещаемая термопара (19) установлена перпендикулярно напластованию и по мере подвигания огневого забоя измеряла температуры пород в завальной части газогенератора над огневым забоем и впереди него. Для измерения температурных показателей с термопар использовался пятикатодный потенциометр. Для стационарно установленных термопар ЭПП-09, перемещаемых КМТ-1м.

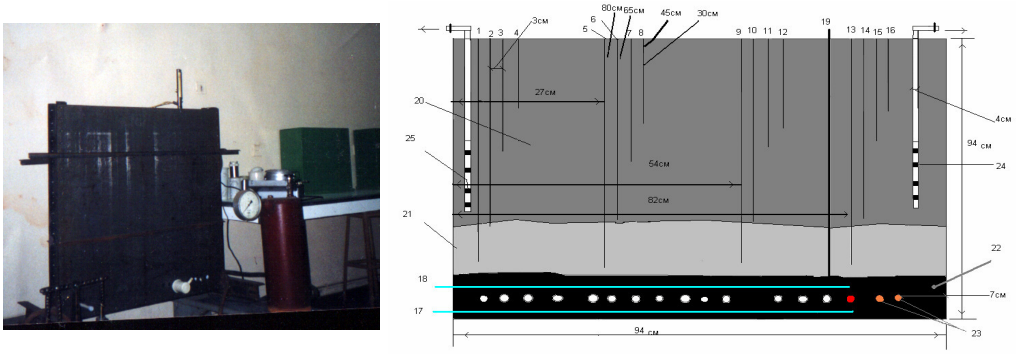


Рис. 7. Лабораторная модель подземного газогенератора: 1-16 – стационарные термопары; 17-18 – перемещаемые термопары по напластованию; 19 – перемещаемая термопара перпендикулярно напластованию; 20 – основная кровля, 21 – непосредственная кровля (водонасыщаемая); 22 – угольный пласт; 23 – термоячейки (выгазованное пространство); 24 – патрубок для подачи воды с фильтром; 25 – патрубок для отвода воды с сифонным фильтром

При проведении исследований на лабораторной модели, имитирующей процесс подземной газификации, моделировалась маловлажная среда вокруг подземного газогенератора, характеризирующая изменения термополя в надугольной толще пород. Параметры прогрева пород вокруг подземного газогенератора с учётом изменения интервалов выгазовывания угольного пласта представлены в табл. 2.

Таблица 2

Параметры прогрева пород кровли

Прогрев пород кровли, ^{0}С от объема, %	Фиксированные точки подвигания огневого забоя, м					
	3	7,3	11,6	15,9	20,2	24,5
$t \leq 50$	72	66	60	55	50	44
t = 50-100	13	14	15	17	19	21
t = 100-150	6	7	8	8	10	10,5
t = 150-200	4	5	5	6	7	7
t = 200-250	2	3	5	5	5	7
t = 250-300	1	2	3	3,5	4	5
t = 300-350	1	1	2	2,5	2	2,5
t = 350-400	1	1	1	2	2	2
$t \geq 400$	-	1	1	1	1	1

На основании полученных результатов при проведении исследований построены графики, характеризующие прогрев породной толщи над газогенератором (рис. 8).

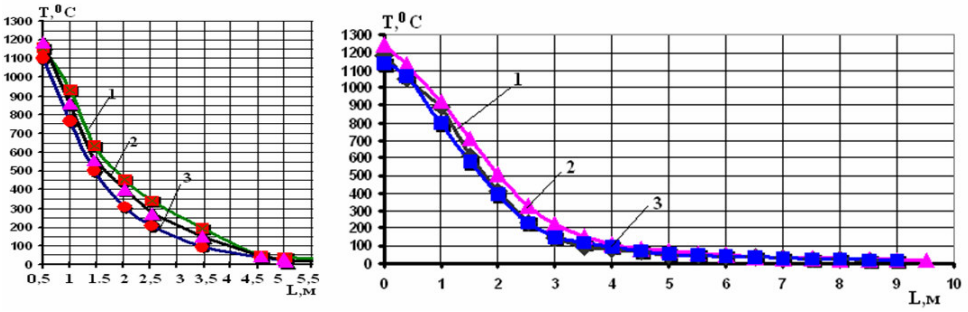


Рис. 8. Прогрев пород кровли (а) и почвы (б): 1 ряд – давление в огневом канале 0,3 МПа; 2 ряд – давление в огневом канале 0,6 МПа; 3 ряд – давление 0,4 МПа при дутье, обогащенном O_2 – 31%

Увеличение в составе дутьевой смеси кислорода O_2 до 31% приведет к увеличению температуры газов, а повышение давления до 0,6 МПа увеличивает область проникновения газов в слоистый массив, прогревая породы кровли до температуры 50 ^{0}С на глубину 6,9 м, а породы почвы на глубину 3,8 м. С увеличением площади выгазованного пространства объем прогретых пород надугольной толщи (до температуры 50 ^{0}С) составляет 41-62%, пород почвы 19,6-29%, что связано с малой нарушенностью пород почвы [2,3].

При решении задачи теплообмена рассматривается квазистационарный режим, неизотермического течения высокотемпературных продуктов с учётом их теплообмена с горными породами при СПГУ. Горный массив пород принимается изотропным с некоторым средним коэффициентом теплопроводности. На поверхность породы приходится теплообмен с газообразными продуктами, стремящимися под действием давления, созданного в подземном газогенераторе, проникнуть в глубь кровли по вертикальным трещинам и расслоениям, возникающим под действием горного давления при выгазовывании угольного

пласта [4]. Коэффициент теплоотдачи в этих условиях настолько велик, что допустимо принять условия I-го рода на границе «газ СПГУ-порода». Породный массив, для которого находится решение, вмещает подземный газогенератор, состоящий из огневого канала, где происходят термохимические процессы (окисление и восстановление) с образованием высокотемпературных продуктов. Принимаем $d_b >> d_k$ ($d_b = 10\ d_k$), где d_b – диаметр влияния, м и d_k – диаметр огневого канала, м. Требуется аналитически обосновать профиль температурного поля в породном массиве, профиль температур и давление в огневом канале с учётом теплообмена «газ СПГУ-порода». Течение газообразных продуктов в огневом канале газогенератора неизотермическое и описывается системой уравнений сохранения массы, количества движения, энергии и состояния. При технических расчетах используем дифференциал энтальпии и уравнения состояния рассматриваемой системы.

Исходные параметры для ведения исследований: $T_к$ =1250 ^{0}C; P_{ok} = 0,6-4,0 МПа; d_k =1,0 м; L = 25, 30 и 60 м; $C_г$ = 2,89 кДж/кг; $T_{пл}$ = 450 ^{0}C; T = 200 ^{0}C; $d_в$ = 10 м, шаг по пространственной переменной h = 0,5 м, оптимальная величина релаксационного параметра γ = 1,69.

Профиль температурного поля вокруг подземного газогенератора получен путем интерполяции данных температур породных слоев в узлах сетки, построенных вокруг огневого канала подземного газогенератора (рис. 9).

Итоги расчётов показывают, что при конвективном теплообмене изменение температур мигрирующих газообразных продуктов СПГУ в глубине массива, чувствительно к заметным изменениям теплопроводности пород. Так, при уменьшении теплопроводности в 1,5 раза и увеличении в 2 раза теплоемкости газов (на расстоянии 3,2-6,0 м от угольного пласта) температура изменяется на 222 0С (318-96 0С) (см. рис. 9).

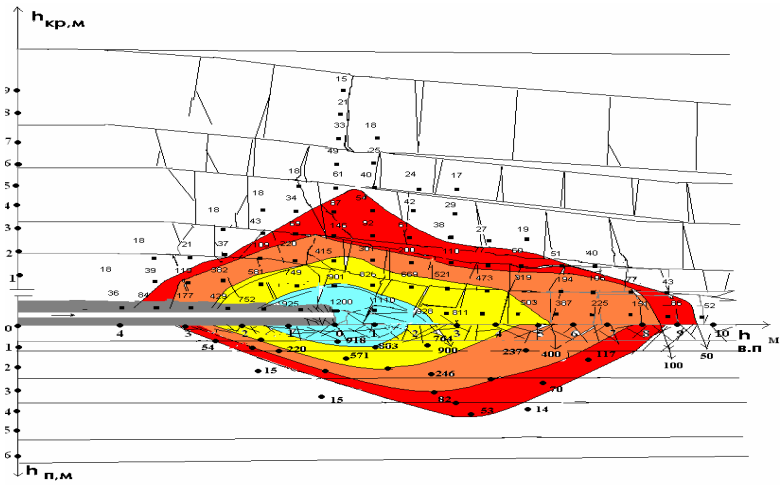


Рис. 9. Параметры распространения температурного поля в породах при газификации угля

Профили границ температурного поля в породной толще, вмещающей газогенератор, распределяются в зависимости от температур в огневом канале и участков технологической и природной нарушенности (трещиноватости, пористости и расслоения) пород. Максимальная граница термополя расположена над огневым каналом на границе перехода окислительной зоны в восстановительную с температурой 1100-1250 ^{0}C, ширина зоны перехода 0,6-1,0 м, высота распространения термополя перпендикулярно напластованию породных слоев – 9,0 м от угольного пласта. Прогрев пород до 50 ^{0}C к их объему составляет 58,5%. До температуры 100 ^{0}C прогревается 20,6%, до температуры 400 ^{0}C – 12,1%; а 4,4% пород, которые залегают, непосредственно над газогенератором, прогреты до 900 ^{0}C.

Прогрев пород по напластованию в 1,3 раза меньше, чем перпендикулярно напластованию. С учетом теплового потока, средний коэффициент теплопередачи от газа к породам – K_n = 78,2 кДж/М^{2}ч^{0}С. Если учесть дроссельный эффект породного массива вмещающего подземный газогенератор, то коэффициент составит K_n = 43,5 /М^{2}ч^{0}С. Распространение температур по длине реакционного канала связано с длиной канала, его сечением, количественным и качественным составом дутьевой смеси и получаемых газов, степенью деформаций и температурных показателей пород, вмещающих реакционный канал подземного газогенератора [5,6]. Кривые, характеризующие распространение температуры по длине реакционного канала газогенератора, представлены, на рис. 10.

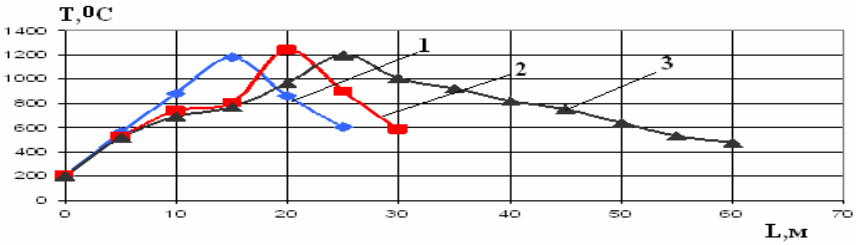


Рис. 10. Профиль температур по длине реакционного канала: 1 – 25 м; 2 – 30 м; 3 – 60 м

Практические [7], стендовые и лабораторные данные об изменении термополя при СПГУ использованы как эталонные для сравнения с приближенными численными решениями задач теплообмена в породной толще, вмещающей подземный газогенератор (табл. 3).

Таблица 3

Параметры прогрева надугольной толщи пород

Расстояние от почвы пласта, м	Параметры прогрева надугольного массива, ^{0}С				Состояние пород кровли
	Исследования				
	практические	стендовые	лабораторные	аналитические	
0	1300	1200	1200	1250	Кокс, шлаки
1	1108	910	884	961	Упорядочное обрушение
2	405	420	387	432	
3	110	135	120	146	Нарушение сплошности с трещиноватостью 3-6 тр/м, диаметром 7-50 мм
4	92	111	97	105	
5	88	94	90	96	
6	61	66	59	65	
7	46	51	44	51	Без нарушения сплошности
8	24	36	25	33	
9	14	25	16	20	
Расстояние от почвы пласта, м	Параметры прогрева пород почвы, ^{0}С				Состояние пород почвы
	практические	стендовые	лабораторные	аналитические	
0,5	918	932	1138	953	Вспучивание и поднятие пород по действием горного давления и температур
1,0	743	670	929	797	
2,0	612	455	471	562	Нарушение сплошности пород под действием

Расстояние от почвы пласта, м	Параметры прогрева надугольного массива, ^{0}С				Состояние пород кровли
	Исследования				
	практические	стендовые	лабораторные	аналитические	
					горного давления
3,0	285	236	258	279	Без нарушености сплошности
4,0	19	32	54	43	

Погрешность в результатах исследований составляет от 9 до 28% со средним показателем 24,7%.

Выводы

– Параметры термополя в породах, вмещающих газогенератор, зависят от геологического строения массива и технологических параметров процесса газификации.

– Прогрев пород кровли выгазовываемого пласта осуществляется за счет конвекционного – 56,7% и кондуктивного – 43,3% теплообменов. Прогрев пород почвы осуществляется за счет кондуктивного теплообмена – 84,6%, на конвекционный теплообмен приходиться 15,4%.

– Верхняя граница прогрева пород кровли по нормали от газифицируемого пласта до природного температурного градиента надугольной толщи составляет 8,4-9,2 м и находится в месте перехода окислительной зоны в восстановительную, в сечении над огневым забоем.

– Прогрев пород по напластованию в 1,2 раза меньше, чем по нормали и составляет в массиве 3,9-4,7 м от огневого забоя. Объем прогретых пород в породоугольном массиве до 100 ^{0}С – 19,6%.

– В выгазованном пространстве обрушенные породы по линии напластования прогреты до 50 ^{0}С от 7,6 до 11,5 м от огневого забоя. Объем деформированных и обрушенных пород, прогретых до 100 ^{0}С, над выгазованным пространством составляет 35,2%.

– Теплопроводность нарушенного породоугольного массива, вокруг подземного газогенератора, характеризуется влиянием конвекции (породы кровли пласта) и кондукции (породы почвы пласта) в передаче тепла и находится в кубической зависимости от интенсивности трещиноватости пород, размеров трещин и расслоений.

Список литературы

1. Насонов И.Д., Ресин В.И. Моделирование физических процессов в горном деле. – М.: АГН, 1999.– 349 с.

2. Фальштынский В.С. Применение многокомпонентного состава дутья в процессе скважиной подземной газификации углей // Науковий вісник НГА України. – 2000.– №6.

3. Агроскин А.А., Казак В.Н. Прогрев угольного пласта и вмещающих пород в процессе подземной газификации // Подземная газификация углей. – М.: ВНИИПодземгаз, 1959. – №3. – С. 10-15.

4. Глузберг Е.И., Серов В.А. Оценка тепловых потерь из огневой выработки в окружающий массив // Известия вузов. Горный журнал.–1985. – №1. – С.59-51.

5. Янченко Г.А. К расчету газообразных продуктов сгорания и газификации углей по данным газового анализа // Проблемы физических процессов в горном деле. – М.: МГИ, 1988. – С. 189-191.

6. Коротаев Ю.П. Исследование движения газа через пористую среду и жидкость в применении к испытанию газовых скважин // Разработка газовых месторождений, транспорт и экономика природного газа. – М.: Гостоптехиздат, 1958.– С. 26-47. – Труды ВНИИГаза.

7. Всесоюзный НИИ подземной газификации углей // Научные труды. – М.: Гортехиздат, 1960. – 162 с.

Janusz R. Nowak

LEGNICA LIGNITE DEPOSIT MANAGEMENT STRATEGY INCLUDING UNDERGROUND COAL GASIFICATION

Abstract

This article presents some problems associated with developing a management strategy for the Lower Silesian (Poland) lignite deposits located in the Legnica region. Geological and depositional conditions are presented as well as the concept development history. The present strategy includes a new technology – underground gasification, which has not been taken into consideration yet. Problems associated with such deposit exploitation are discussed against the regional background.

1. Introduction

The lignite deposits located in the area of Lower Silesia, near the cities of Legnica, Scinawa and Glogow are of strategic importance for Poland. The prospects are that these deposits may be used for dozens of years for energetic purposes, such as the production of electric energy, syngas, hydrogen, and liquid fuels. Many of these potential lignite uses will involve research on future technologies.

Nowadays, open pit technology is the best known and most often used technology of lignite extraction, however, there are other technologies gaining their economic and environmental recognition, such as underground gasification or biotechnological conversion into other energy carriers.

Present environmental requirements, existing geoecological conditions and development of research and pilot applications in the framework of clean coal technologies all make it necessary to undertake a number of analytical studies aimed to develop a management strategy for these deposits and to select an appropriate technology. An order of deposit management must be determined and feasible and adequate technologies must be provided with respect to the existing conditions, which will be applied now and in the future in a non-collision manner, and for many deposits – it should be possible to move easily from one exploitation field to another.

Due to a variety of technologies and different locations of exploitation fields and whole deposits the management scenario must be multi-variant and insensitive to changes resulting from the technological progress. At the same time, all solutions to be applied must ensure beneficial economical results that will allow undertaking or developing the project. The present mining activity involving copper ore extraction and processing in this region may pose some difficulties. However, there is also an advantageous element – the possibility to store the flotation waste in the workings left after lignite extraction. Another factor that calls for fast advancing of the deposit development work is the condition of the Polish power industry which requires both restoration and development investment projects in the coming years. The possibility to exploit these highly attractive deposits is in line with the Polish power industry needs.

2. Characteristics of lignite deposits in the Legnica region

The Legnica region is abundant with lignite resources. Since the 1950s they have been treated as the strategic resources to be exploited next after the Belchatow deposit. The state of their examination varies – Fig. 1. The arrangement of lignite beds is complicated – there are fields with single-bed deposits and fields with multi-bed deposits, and they are often of mixed character, Fig.1.

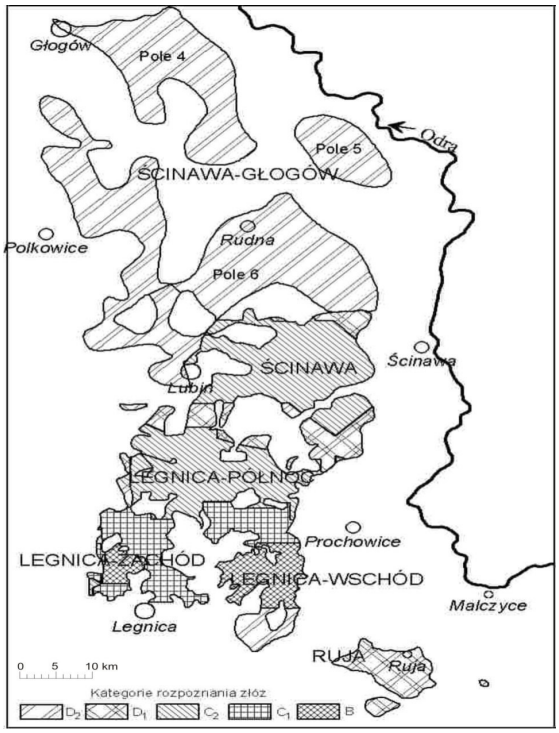


Fig.1. Arrangement of Legnica Deposit Fields – Kasinski J., Sztromwaser E. 2007 (PIG), [3].

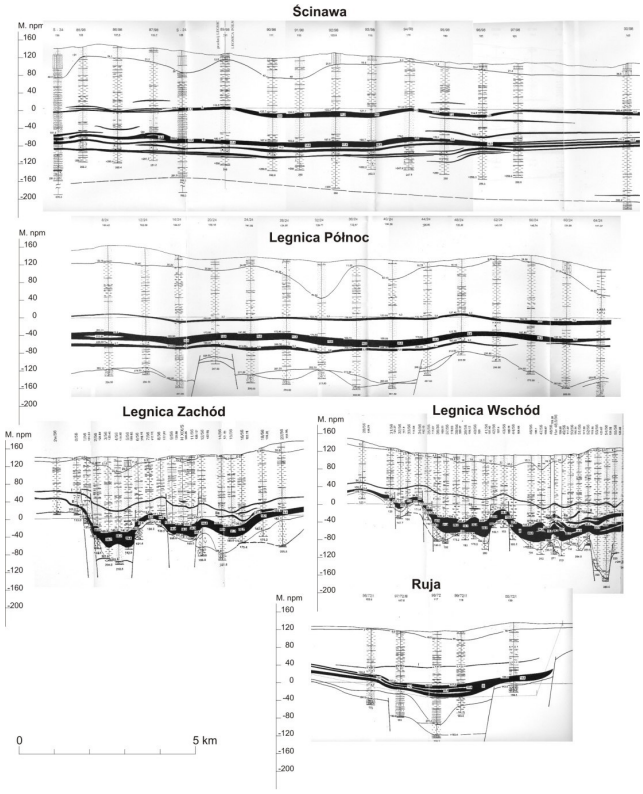


Fig.2. Cross-sections of lignite beds in particular fields – Kasinski J., Sztromwaser E. 2007 (PIG), [3].

The best examined deposits are located in Western and Eastern fields and then in North, Scinawa and Ruja fields. The north deposit complex, Scinawa-Glogow is treated prospectively, with low surveying category.

These deposits were discovered during the geological drilling conducted for the purpose of examining the copper ore resources. Their properties differ. Their energetic parameters are very advantageous and exceed the Belchatow lignite parameters.

Table.1. Geological and mining characteristics of beds and lignite properties

Item.	Deposit	Area [km^2]	Thickness [m]	C:L*	Calorific value Q^r_i [MJ/Mg]	Ash A^d [%]	Sulphur S^d_t [%]	Bitumen B^d [%]	Roof/floor [m] b.g.l.
1.	Legnica North	38.51	23	8.1	9 267	17.68	1.53	4	186.1/209.1
2.	Legnica East	38.14	18.1	7.6	9 168	18.58	1.13	4.27	137.3/155.4
3.	Legnica West	37.33	21	6.6	9 936	14.87	0.96	5.03	137.8/158.8
4.	Ruja	18.04	14.4	8.4	9 496	17.27	0.61	-	108.7/143.3
5.	Scinawa	57.84	22.6	9.1	9 969	11.20	0.54	4.59	192.0/214.6
6.	Scinawa-Glogow – Field 4	79.2	25	8.3					208.0/232.0
7.	Scinawa-Glogow – Field 5	24.48	27.2	8.4	8 439	13.25	2.58	-	229.3/256.5
8.	Scinawa-Glogow – Field 6	164.34	30.2	8.5					256.6/286.8

On the basis of geological studies that have been carried out so far, it is found out that the lignite from Legnica deposits is an energetic lignite of very good and good quality and with a low sulphur content. Some part of lignite also meets the high-volatile bituminous and briquetted coal criteria. Lignite from the Scinawa deposit and from the prospective Ruja deposit shows the best quality.

In total, the resources of the Legnica deposit complex are significant for the power industry and suitable for further processing, and they exceed 15.5 billion Mg, with those in the Scinawa-Glogow region reaching 10.0 billion Mg.

According to Kasinski and Sztromwaser (2007) [3], - due to the deposition depth of deposits in the Scinawa-Glogow region and higher sulphur content it is necessary to consider the possibility to apply unconventional exploitation technologies, such as underground gasification. The similar conclusion as well as the considerable work progress on underground gasification (UCG – Underground Coal Gasification) were presented by Nowak J. (2007) [2] and Kudełko J. I Nowak J (2007) [1], also with references to unpublished studies of KGHM Cuprum Ltd.

The diversified and at the same time advantageous parameters of the lignite, and its occurrence in the form of beds in various numbers make it possible to use various mining technologies for the management of Legnica deposits.

3. Deposit management concepts so far

Over the years since the discovery of the Legnica lignite deposits there have been many concepts of their management. Due to the lignite properties almost all concepts involved its utilization for energetic purposes. More than 99% of lignite extracted in Poland is used for the production of electric energy. All power plants fired with lignite are located in the vicinity of mines. Thus, the cost of transporting fuel to the plant is very low. In the case of Legnica lignite power facilities were also proposed close to the mines.

The first concepts of the lignite deposit management assumed their exploitation with the use of the copper mine facilities and infrastructure. They were abandoned, however, due to the obvious

* *cover/lignite linear coefficient*

difficulties with utilizing the technological systems for such a double purpose with maintaining the required outputs.

In the 1970s a number of Legnica deposit management concepts were developed. Their implementation was abandoned due to the advanced works on the Belchatow deposit. Nevertheless, these deposits were still treated as the next in turn for exploitation.

The conceptual work was resumed in 1995, when KGHM Polska Miedz considered the possibility to extend its mining activities. On commission of KGHM a management concept was developed including multi-variant exploitation of Legnica North deposit, with the extraction extension to Legnica North.

Lignite deposits were then prioritized due to their abundance and given the following order of priority:

Scinawa → Legnica North → Legnica West → Legnica East→ Ruja

However, if the Legnica deposit is treated as a whole unit, the above order will be as follows:

Legnica → Scinawa →Ruja

The prospective deposits of Scinawa-Glogow were not taken into consideration, mainly due to the low survey category. The developed management concept assumed that exploitation would be conducted with the use of opencast method.

At the same time, there was an idea to use a hydro-drilling method for lignite extraction. The developed concept and economical analysis showed, however, that such a method of exploitation was not feasible. It was also found out that the method alone would require further studies and testing. It was considered uncertain and requiring further development, and consequently not suitable for application.

KGHM Polska Miedz continued the conceptual and analytical work on the Legnica deposit management on an occasional basis. The results were presented by Kudelko J.& Nowak J., 2007, [1].

At present, the conceptual work is carried out within the framework of a consortium of research institutes, technical universities and industrial enterprises over the opencast extraction and lignite processing with the use of clean coal technologies. The above concepts assume that the exploitation will start from Legnica West. Another variant assumes opening the simultaneous extraction in the Legnica West deposit. The exploitation of the Legnica West deposit is envisaged for 23 years. The concept also includes a power plant 4x1100 MW and the preparation to use other technologies which are considered clean coal technologies. They include carbon dioxide trapping and sequestration which is a component of the concept being developed. It is also envisaged to conduct gasification of the extracted lignite on the ground for hydrogen production and liquid fuel production.

Due to the considerable development of the region one should expect high costs associated with the implementation of such a concept and probable protests of the inhabitants.

4. Strategy including underground gasification

The so far developed management concepts for the Legnica lignite deposits also included an economic assessment of the investment project. The expected cost of lignite and electric energy were estimated. Nowadays, in the developing market economy, such an approach may be considered as highly insufficient. Economic analyses of the investment project should comprise the whole technological process - beginning with the extraction of lignite, through its conversion into any type of energy (or other use) and transmission networks, and ending with the sale price.

Such assessment becomes complicated and a number of variants is created when there are several possibilities of lignite utilization or multiple technological solutions. Nevertheless, when developing management strategies for the Legnica lignite deposits, such assessment should be performed for their further optimization. Among other things, it will allow us to evaluate and select mining technologies as well as to assess an impact of environmental requirements on the cost com-

ponents. The multiplicity of technological lines plays an essential role in such assessments, including those associated with new technologies for producing electric energy, fuels, and new products.

Among the clean coal technologies the research on which was initiated in the USA, the underground coal gasification technology arises a great interest. As the geological and mining conditions of deposit management becomes more and more difficult in the countries with the developed infrastructure, such technology increasingly gains in importance.

As far as the Legnica deposits are concerned, the suitability of such technology has been demonstrated on the basis of geoecological analysis - Kudelko J.& Nowak J., 2007, [1]. Based on Fig.1. and Table 1 it may be stated that due to the multiplicity of Legnica deposits and their diverse geological and mining conditions, several exploitation methods may be applied simultaneously in this region.

On the basis of the experience from using the UCG and the opencast method, it may be stated that the latter is much more conflicting in an environmental aspect. In many places of the region it would involve huge additional outlays due to the necessity to reconstruct industrial, transportation and line objects.

5. Problems of applying underground gasification in Legnica region

From the material presenting lignite resources in the Legnica region it is visible that each deposit can be examined separately in an aspect of using a specific extraction technology. With the C:L coefficient exceeding 7 chances to obtain the profitable cost level are very small, especially taking into account the emission standards applicable to the modern power industry. It is not advisable to increase the costs of one component of the technological line (e.g. the extraction of useful mineral) and to expect that the technological progress will balance these costs in its other component. In other words, it is not advisable to increase the cost of lignite extraction and to expect that the electrical energy will be produced more effectively and cheaper. Optimization should apply to the whole technological line as well as to its particular components.

The underground coal gasification technology seems to be of particular interest from the above point of view. There are innovative elements in each component of the technological line, including the advantageous circulation of carbon dioxide in this case. It is returned to the reactor zone and, in the case of UCG technology, the emission of this gas is approximately 25% lower as compared to the conventional combustion technology.

Due to the structure of Legnica deposits the application of underground gasification technology will require a number of analytical studies and the introduction of post-exploitation void filling technology. The above results from the two UCG intrinsic hazards. These are:

- ground subsidence, particularly intensive on cover layers of small thickness,
- migration of gas contaminants and water pollution.

For the Legnica region as well as for the operation of KGHM Polska Miedz, each technology creating the possibility of using flotation wastes is very attractive. The Ore Enrichment Plant generates nearly 30 million Mg of flotation wastes. Their disposal is very expensive. The use of these wastes for backfilling purposes may be a decisive factor in improving the cost structure and in increasing the attractiveness of those technologies which would allow to use these wastes. In some cases, along with the backfilling with solidified mixtures it may be possible to form the layers for limiting a possible migration of gas and water pollution. In this case, a detailed analysis of hydrogeological conditions will be required.

In order to limit ground subsidence it is also necessary to apply the deposit division into layers so that the subsidence hazard will be limited and, at the same time, the method of conducting underground gasification process will be optimized. When analysing the cross section of lignite deposit it is necessary to make its division into the four basic block types:

- prepared for gasification,
- under gasification,
- pillar,
- backfilled.

In the deposit cross section these blocks will occur alternately in the vertical and horizontal direction. The lower layers should follow with certain advance in respect of the upper layers so that they will provide support for the blocks situated above. By conducting works in the horizontal direction the regular and repeated organization of mining works will be ensured. Also, it will be easier to monitor work progress and deposit use level for loss limitation. Such method will also make it easier to control the underground gasification process. It will be possible to put post-exploitation areas back into use in an orderly manner.

The geological structure of cover layers and potential hazard of subsidence, especially of irregular or sudden subsidence, both call for performing detailed geotechnical and rheological analyses. These are easy to perform due to the possibility of applying computer techniques.

Unlike the earlier UCG projects, the presently implemented projects may be better designed and monitored with current modifications due to:

- application of state-of-the-art 3D and 4D modelling, e.g. with the use of Surpac Vision specialist software,
- application of automatic control on the basis of microprocessors and computer processing of measurement results,
- application of state-of-the-art measuring instruments, sensors, analysers,
- visualization of the progress of UCG process and the progress of mining works,
- monitoring with the use of non-invasive methods for examination of ground layers (geophysics).

In the case of Legnica lignite the application of UCG will be much easier since the water contained in the lignite will be used for the generation of steam to be used during the air and steam gasification. The lignite moisture usually ranges from 35-50%. According to the balance of steam demand this amount will be quite sufficient.

There is no doubt that the number of problems associated with the implementation of UCG technology will be growing along with the work progress. Nevertheless, the current state of technology offers much better possibilities than those that existed dozens of years ago, when these technologies were first used in an industrial-scale projects.

6. Summary and conclusions

In this article the elementary conditions associated with the management of the Legnica lignite deposits which are strategic resources for the Polish energy sector have been discussed. The size and layout of particular deposits with the total resources (including prospective deposits) of 15.5 million Mg have been presented. Their utilization, even in part, may ensure growth of the power industry over dozens of years at the production level several times higher than today. Lignite-based energy is the cheapest energy generated in the country.

The currently used opencast method of lignite deposit exploitation is the best known method, it meets a number of requirements associated with environmental protection. However, their costs are growing along with the fast progress in land development. In such a case, the alternative may be underground methods, such as underground gasification of lignite beds. This technology is now being improved and developed in many countries within the framework of clean coal technologies. Therefore, it has been acknowledged that this technology meets a sufficient number of conditions, including economical conditions, in order to become an element of the Legnica deposit management strategy. Based on the so far completed studies and analyses it is difficult to assess which deposits of the Legnica region should be exploited with the use of this method. Further studies and analyses are required, especially those concerning geoecological conditions.

In this article the development of deposit management concept has been shown and as the natural development of innovative technologies – the possibility to apply UCG. This technology creates the possibility of further technological progress while maintaining beneficial relations to the stricter environmental requirements. Some specific aspects of the application of this method to the Legnica deposits have been demonstrated taking into account the current state of technological progress. In this case, possibilities and needs of applying state-of-the-art measuring, analytical and

computer techniques have been mentioned. The application of advanced technologies is aimed at conducting the gasification process in a safe manner and at environmental protection giving special consideration to the potential ground deformations and emission of chemical contaminants.

Due to the problems with flotation waste disposal it has been acknowledged that their use for filling post-exploitation underground voids will be very beneficial. In this way the UCG method will become more friendly to the environment and, at the same time, there will be beneficial change in cost relations.

Conclusions:

1. The resources of Legnica lignite deposits should be exploited first within the framework of the country's energy policy.
2. The exploitation of Legnica deposits will ensure the sufficient supply of fuel for power plants for several decades and, at the same time, it will create the possibility to develop state-of-the-art and future mining and power generating technologies.
3. One of the methods proposed within the development of deposit management strategy is underground coal gasification. This method provides a solution for many geoecological problems in the Legnica region.
4. The application of state-of-the-art and technologically advanced methods for monitoring and modelling the progress of underground gasification process will ensure the safe and fully controlled exploitation.

References

1. Kudelko J., Nowak J., 2007: "Geoecological conditions for strategy and technology selection with regard to lignite deposit management in Legnica region", CUPRUM nr 1/2007, Wydawnictwo Naukowo-Techniczne Gornictwa Rud, Wrocław.
2. Nowak J., 2007: "Strategic development directions of lignite mining technologies", V International Congress of Lignite Mining, Belchatow 2007, Kwartalnik Gornictwo i Geoinzynieria z.2 , 2007 r.
3. Kasinski J., Sztromwaser E.,2007: "Analysis of lignite resources in prospective areas within Legnica-Scinawa deposits ". Conference Karczowiska n/Legnica, 2007 r.

УДК.622.273.116:622.268.6

© О.В. Колоколов,
В.Ю. Медяник,
В.Г. Снигур

ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Обґрунтовано параметри вдосконаленого способу охорони підготовчих виробок смугами змінної жорсткості для їх повторного використання при комбінованій системі розробки пологих пластів на великих глибинах.

Обоснованы параметры способа охраны полосами переменной жесткости для повторного использования подготовительных выработок при комбинированной системе разработки пологих пластов на больших глубинах.

Parameters of perfecting safety method of protection for repeated using development working by strips of variable rigidity while using combined system of flat seam development on the large depths are considered.

Дальнейшая разработка пологих угольных пластов при переходе к уклонным частям шахтных полей привела к значительному увеличению глубины ведения горных работ. За последние 10 лет средняя глубина разработки в украинской части Донбасса достигла 870 м. Сохранение достигнутого уровня и наращивание добычи угля в перспективе приведет к увеличению средней глубины разработки до 1000 м и потребуют освоения глубин 1500-1600 м. В таких условиях прогнозируется в еще большой степени ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий при предварительном оконтуривании запасов подготовительными выработками. Это влечет за собой изменение способов подготовки и систем разработки, схем транспорта и вентиляции.

Для борьбы с негативным проявлением горного давления на глубоких шахтах Центрального района Донбасса наблюдается тенденция перехода на комбинированные и сплошные системы разработки. Отрицательному влиянию глубины разработки в большей степени подвержены столбовые системы. Столбовая система, которая повсеместно применялась ранее, при переходе горных работ на большие глубины начала терять свои преимущества вследствие значительного разрыва во времени между завершением отработки выемочных столбов и подготовкой новых, что в значительной мере влияет на устойчивость подготовительных выработок и нарушает нормальную работу очистных забоев. Это приводит к значительным материальным и трудовым затратам, повышению травматизма и несоблюдению безопасности работ, ухудшению технико-экономических показателей добычных участков. Несмотря на большие объемы ремонтных работ и их высокую трудоемкость, протяженность выработок с неудовлетворительным состоянием остается значительной.

Охрана горных выработок занимает весомую часть в формировании себестоимости добычи угля и, соответственно, его отпускной цены. Уменьшение затрат возможно только за счет рационального планирования и повторного использования выемочных выработок. Правильно выбранный способ охраны выработок, своевременный и качественный их ремонт создают потенциальную возможность для использования бортовых ходков повторно.

Таким образом, выбор научно-обоснованного способа охраны выработок на больших глубинах как и параметры его технологии – актуальная научно-практическая задача.

Вопросу охраны подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ посвящены многие научные труды сотрудников институтов ВНИМИ, ИГТМ, НГУ, Днепрогипрошахт, ДонНТУ, ДГМИ, МГУ, работников шахт и объединений и др.

При решении же вопросов охраны выработок на больших глубинах имеются противоречивые взгляды относительно характера деформации и устойчивости подготовительных выработок, что требует постановки исследований в конкретных горно-геологических условиях.

Таким условиям соответствуют глубокие горизонты шахты «Прогресс», которые являются типичными для целого региона.

Для определенных условий отработки пологих пластов при сплошной, комбинированной и столбовой системах разработки охранять выемочные штреки от горного давления целесообразно не одним способом, а использовав их в различном сочетании или комбинации отдельных элементов. Таким образом, особо заслуживают внимание комбинированные способы охраны выработок. При этом должна решаться основная задача: снижение общей напряженности вмещающих выработку пород до минимума для того, чтобы обеспечить устойчивость подготовительной выработки на период эксплуатации.

Неблагоприятное состояние штрека объясняется тем, что вмещающие породы и крепь попадают в зону высокого опорного давления. Автором предлагается располагать элементы охраны подготовительной выработки так, чтобы вмещающие породы вокруг него были разгружены от напряжений. Поэтому для обеспечения наиболее эффективной охраны бортового ходка (штрека) на участке, где с одной стороны находится массив угля, а с другой – бутовая полоса, необходимо повышенное опорное давление со стороны массива угля сместить на некоторое расстояние от штрека в глубь массива, а также отодвинуть бутовую полосу, концентрирующую напряжение у штрека, в глубь выработанного пространства.

В основу работы было положено изобретение [1], где решена техническая задача усовершенствования способа охраны подготовительной выработки путем формирования над выработкой свода естественного равновесия. По мере подвигания очистного забоя достигается требуемое перераспределение и снижение концентраций напряжений в толще горных пород над выработкой внутри свода и за счет этого повышается устойчивость и безремонтное поддержание выработки в процессе эксплуатации. Поставленная задача решается тем, что в способе охраны подготовительной выработки, содержащем возведение позади лавы на берме выработки постоянной бутовой опорной полосы из породы. По мере подвигания очистного забоя, со стороны выработанного пространства и между ними формируют комбинированную бутовую полосу возле выработки и выработанного пространства и между ними - жесткую, при этом одновременно на берме выработки со стороны угольного массива – податливую и жесткую опоры в нем, обеспечивающих образование над выработкой в вышележащей толще пород свода естественного равновесия. Такое техническое решение обеспечивает достижение результата за счет создания над выработкой зоны низких концентраций напряжений внутри свода естественного равновесия, что позволит поддерживать выработки в массиве, разгруженном от повышенного опорного давления. Незначительное горное давление, которое возникает от веса вышележащих пород, расположенных внутри контура свода естественного равновесия, будет устойчиво восприниматься применяемыми конструкциями крепи выработки и околоштрековыми податливыми полосами. В этом случае снижается необходимость в ремонтных работах и возведении крепи с высокой грузонесущей способностью.

Для возможности повторного использования подготовительной выработки, проводимой при комбинированной системе разработки вслед за подвиганием лавы, необходимо обеспечить ее эксплуатационную устойчивость способом, описанным выше. Ставится задача определения рациональных параметров бутовой полосы переменной жесткости, охраняющей выработку со стороны выработанного пространства, и податливой опоры, создаваемой выбуриванием угля со стороны массива.

Рациональными считаются такие размеры жесткой и податливой частей бутовой полосы и такая ширина податливой опоры, при которых деформации контура выработки не превосходят допустимых значений.

Исходя из требований правил безопасности при сечении 11,2 м^2 ее высота может уменьшиться от 3130 до 2102 мм, а ширина – от 4180 до 2468 мм.

Расчетная схема приведена на рис.1.

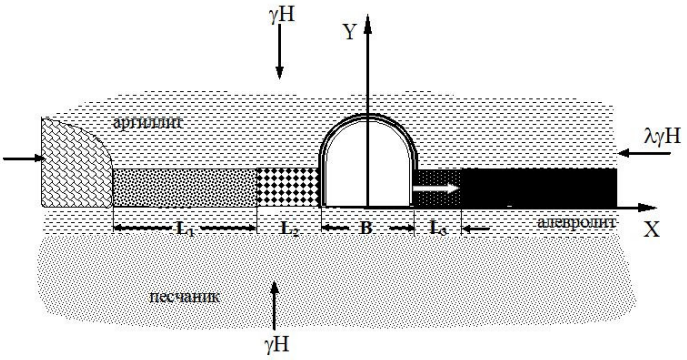


Рис. 1. Расчетная схема к определению напряженно-деформированного состояния: L_1 – жесткая охранная полоса; L_2 – податливая м; L_3 – разгруженный угольный массив; B – ширина выработки

Напряженно-деформированное состояние в ней определялось методом граничных элементов в форме фиктивных нагрузок с использованием аналитического решения известной задачи Кельвина о действии нормальных и тангенциальных сил, равномерно распределенных на отрезке в бесконечной упругой среде [2].

Задача решалась в дополнительных напряжениях. Полные напряжения полагались равными сумме начальных, которые обусловлены весом пород, и дополнительных, возникающих в массиве в результате образования выработки. Суммарные напряжения на контуре выработки по условию задачи равны нулю. Это означает, что дополнительные напряжения на нем равны $-\gamma H$ в вертикальном и $-\lambda\gamma H$ в горизонтальном направлениях ($\lambda = \nu/(1-\nu)$ – коэффициент бокового распора, ν – коэффициент Пуассона породы). На контактах взаимодействующих элементов исследуемого объекта (кровля-жесткая часть закладки-почва; кровля-угольный пласт-почва; крепь-порода) задавались условия совместности деформаций.

Граничные условия на свободном контуре:

$$\sigma_n^0 + \sigma_n^{'} = 0,\ \sigma_s^0 + \sigma_s^{'} = 0.$$

На контактах взаимодействующих элементов системы:

$$\sigma_s^{i[k]} - \sigma_s^{i^*[l]} = 0,\ \sigma_n^{i[k]} - \sigma_n^{i^*[l]} = 0;$$

$$u_s^{i[l]} + u_s^{i^*[k]} = 0,\ u_n^{i[l]} + u_n^{i^*[k]} = 0.$$

Исходная система уравнений решаемой задачи формируется с учетом конечно-элементной апроксимации границ исследуемой области, показанной на рис. 2.

Она включает семь областей: C_1 – породный массив в кровле пласта, C_2 – угольный пласт, C_3 – податливая опора, C_4 – податливая закладочная полоса, C_5 – жесткая закладочная полоса, C_6 – выработанное пространство, C_7 – породный массив в почве пласта. Границы областей C_k (k = 1, 2, 3, 4, 5, 6) апроксимируются соответственно N_k элементами, количество которых зависит от длины рассматриваемых границ L_1, L_2, L_3.

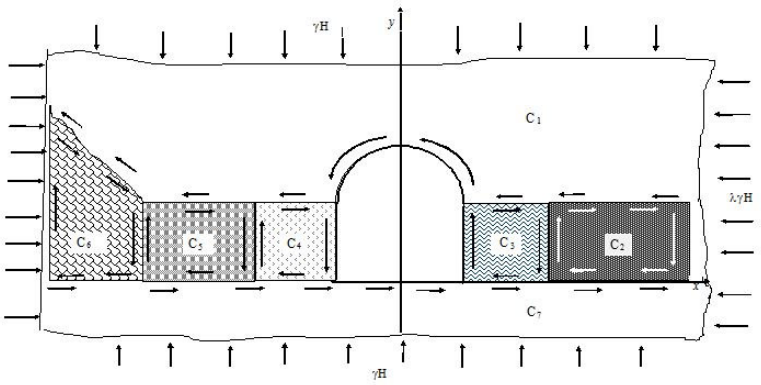


Рис. 2. Схема граничных условий

В общем случае исходная система алгебраических уравнений с 2*N* неизвестными фиктивными силами, которая по сути описывает заданные граничные условия на свободных контурах исследуемой области и условия совместности деформаций – на смежных, имеет вид:

Правые части уравнений b_s^i, b_n^i и коэффициенты C_{ss}^{ij}, C_{sn}^{ij}, C_{ns}^{ij}, C_{nn}^{ij} определяются по формулам базового аналитического решения.

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

$$i = 1, 2, 3, \ldots, N$$

Решая полученную таким образом систему 2*N* линейных алгебраических уравнений, находим силы P_s^i и P_n^i, а затем, согласно принципу суперпозиции с учетом формул базового аналитического решения, рассчитываем смещения и напряжения в любой точке исследуемой области.

Крепь выработки рассматривалась как двухслойная конструкция – металлическая часть и присоединенная к ней часть породного массива. При этом по методике Л.В.Новиковой действительная форма поверхности металлической крепи заменялась цилиндрической. Толщина цилиндрической поверхности δ считалась равной высоте профиля *h*, из которого изготовлена крепь, а модуль упругости заменялся приведенным. Величина приведенного модуля $E_{пр}$ назначалась такой, чтобы цилиндрическая крепь была эквивалентна по жесткости реальной крепи на участке, длина которого равна шагу установки крепи l_o, т.е. чтобы выполнялось условие:

$$E_{ст} I_{ст} = E_{пр} l_o \delta^3 / 12,$$

где $E_{ст}$, $I_{ст}$ – модуль упругости стали и момент инерции профиля крепи.

В рассматриваемом конкретном случае используется крепь КМП-А3-22/11,2, для которой δ=0,0112 м, $E_{ст} = 2 \cdot 10^5$ МПа, $I_{ст} = 0{,}566 \cdot 10^{-5}$ м^4, l_o =0,85 м.

Определенный по этим данным приведенный модуль упругости составил $1{,}2 \cdot 10^4$ МПа.

Расчеты выполнялись при различных значениях параметров жесткой L_1 и податливой L_2 частей бутовой полосы. Варьировалась также ширина L_3 податливой опоры со стороны массива.

Исходя из возможных границ изменения варьируемых величин, отношение L_1/L_2 в расчетах принимало значение [1,6; 1,8; 2,0; 2,2; 2,25; 2,4; 2,5; 2,6; 2,75; 3,0; 3,3; 3,6; 4,0; 4,5; 5,0; 5,5; 6,0; 8,0; 9,0; 10,0; 11,0; 12,0], а отношение L_3/L_2 принадлежало области [1/5; 1/4 1/3; 2/5; 1/2; 3/5; 2/3; 3/4; 4/5; 1; 5/4; 4/3; 3/2; 5/3; 2; 5/2; 3; 4; 5].

Всего было выполнено 125 расчетов. Результаты расчетов в виде максимального изменения высоты контура крепи $(\Delta u_y)_{\max}$ и ширины $(\Delta u_x)_{\max}$ для всех рассматриваемых вариантов приведены в таблице приложения А. Указанные величины $(\Delta u_y)_{\max}$ и $(\Delta u_x)_{\max}$ обусловлены только деформацией самой крепи.

Анализ полученных данных показал, что деформации контура крепи находятся в тесной взаимосвязи с отношениями L_1/L_2 и L_3/L_2 (см. табл.1).

Таблица 1

Результаты корреляционного анализа

	$(\Delta u_x)_{\max}$	$(\Delta u_y)_{\max}$	$K_2 = L_3/L_2$	$K_{21} = L_2/L_1$	$K_{31} = L_3/L_1$
$(\Delta u_x)_{\max}$	1,00	0,97	-0,28	0,71	0,81
$(\Delta u_y)_{\max}$	0,97	1,00	-0,25	0,77	0,82
$K_2 = L_3/L_2$	-0,28	-0,25	1,00	-0,65	0,27
$K_{21} = L_2/L_1$	0,71	0,77	-0,65	1,00	0,30
$K_{31} = L_3/L_1$	0,81	0,82	0,27	0,30	1,00

На основе многолинейного корреляционного анализа результатов выполненных расчетов найдены соотношения для относительных максимальных вертикальных и горизонтальных деформаций контура крепи:

$$(\Delta u_x)_{\max} = 21{,}18 - 2{,}02\,K_2 + 5{,}38\,K_{21} + 35{,}37\,K_{31}$$

$$(\Delta u_y)_{\max} = 197{,}60 - 4{,}44\,K_2 + 60{,}41\,K_{21} + 157{,}43\,K_{31}$$

Коэффициенты корреляции установленных зависимостей имеют значения соответственно $r^2 = 0{,}931$ и $r^2 = 0{,}990$.

Расчет по формулам показал, что при $L_1 = 8$ м, $L_2 = 5$ м, $L_3 = 3$м деформации контура крепи в опасном сечении выработки составляют $(\Delta u_y)_{\max} = 36{,}4$ мм, и $(\Delta u_x)_{\max} = 357{,}6$ мм.

Рассчитанные значения не превышают значений, допускаемых “Правилами безопасности в угольных и сланцевых шахтах”. С этой точки зрения параметры $L_1 = 8$ м, $L_2 = 5$ м, $L_3 = 3$ м можно считать рациональными для рассматриваемых горно-геологических условий.

Для подтверждения сформулированного вывода о рациональных параметрах полос переменной жесткости, обеспечивающих устойчивость охраняемой подготовительной выработки, приведем эпюры рассчитанных напряжений σ_{yy} в исследуемой области массива.

На рис. 3 показаны напряжения σ_{yy} в различных сечениях кровли пласта, а на рис. 4 – почвы пласта.

Важно то, что над крепью формируется зона «свода естественного равновесия»– зона разгрузки. Эпюры напряжений σ_{yy} симметричны относительно вертикальной оси крепи. Отметим, что при других значениях этих параметров симметрия картины распределения напряжений нарушается и увеличиваются перемещения точек контура.

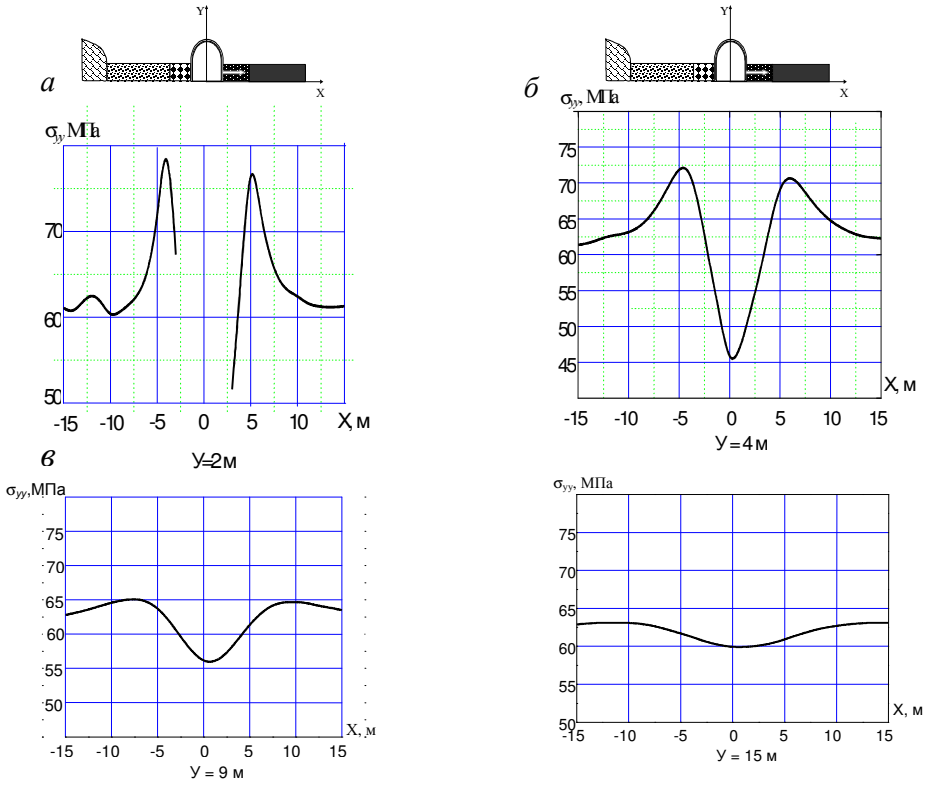


Рис. 3. Напряжение в кровле пласта: а – $Y = 2$ м; б – $Y = 4$ м; в – $Y = 9$ м; г – $Y = 15$ м

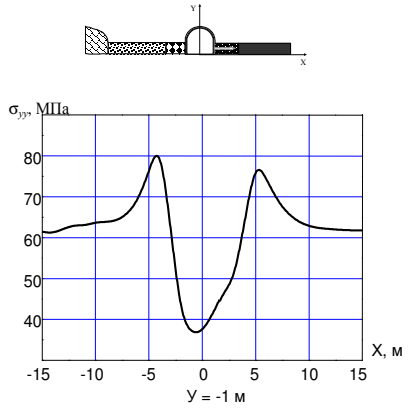


Рис. 4 Напряжение в почве пласта $Y = -1$ м

Для решения поставленной задачи использовалось имитационное математическое моделирование МГЭ. Был применен экспериментально-аналитический подход. Замерялась пригрузка (ΔP) на бутовую полосу в шахте и подобирались такие параметры взаимодействующих элементов жесткостных систем, которые обеспечивают это нагружение на данном уровне. Пригрузка (ΔP) позволяет учитывать временной фактор и расстояние до очистного забоя. Ряд допущений скорректирован эмпирическими коэффициентами (находятся по результатам шахтных инструментальных замеров). Тем самым достигается получение достаточно простых, удобных и пригодных для практического применения зависимостей о распределении напряжений вокруг подготовительной выработки.

На свободных поверхностях задаются условия равенства нулю напряжений перемещений, а смещения получаются из условия решения задачи. На контактирующей поверхности условия совместности деформации; равны напряжения и перемещения по вертикали γH и на ∞ – $\lambda\gamma H$. Воспользовавшись результатами измерений и используя ΔP, получены реальные смещения на упругих моделях. Эта идея та же, что и в методе упруго-пластических малых решений (Иллюшина) – так решается задача пластичности, это и метод дополнительных деформаций и переменных модулей у Ержанова (программы решения физически нелинейных задач).

Таким образом, мы решаем упругую плоскую задачу с пригрузкой, которая измерена в шахтных условиях. Это задано в граничных условиях и позволяет получить реальные, отвечающие конкретным условиям данные пригрузки – смещения (сближения кровли и почвы) в подготовительных выработках.

Для проверки правильности основных теоретических положений и получения фактических параметров охраны подготовительных выработок при различных системах разработки на шахте «Прогресс» ГП «Торезантрацит» проведен ряд натурных исследований [3-5]. Кроме этого, целью шахтных исследований являлась проверка работоспособности предлагаемой технологии и установление ее основных технико-экономических показателей [6-9].

Исследования выполнялись в 7-й южной и 16-й западной лавах южной панели №1 пласта h_8 «Фоминского» шахты «Прогресс» ГП «Торезантрацит». Эти лавы отрабатывались по восстанию при комбинированной системе разработки. Для сравнения результатов исследования проводились также во 2-й лаве южной панели №3, отрабатывающей пласт h_8 «Фоминской» по столбовой системе разработки. Для получения достоверной и объективной информации о характере и законах распределения напряжений, а также фактических величин параметров проявлений горного давления в зонах взаимовлияния очистных и подготовительных выработок была разработана «Рабочая методика» (проведения шахтных исследований проявления горного давления при проведении и эксплуатации подготовительных выработок на шахтах, разрабатывающих пологие пласты по комбинированной системе разработки), в соответствии с которой проводились натурные исследования. Был также произведен выбор оборудования для возведения полос переменной жесткости и непосредственно апробирован в шахтных условиях. Детали сопряжения 7-й опытно-промышленной лавы ЮП №3 пласта h_8 с 8-м южным бортовым ходком приведены на рис. 5. Для определения физико-механических свойств закладочного материала были проведены лабораторные исследования.

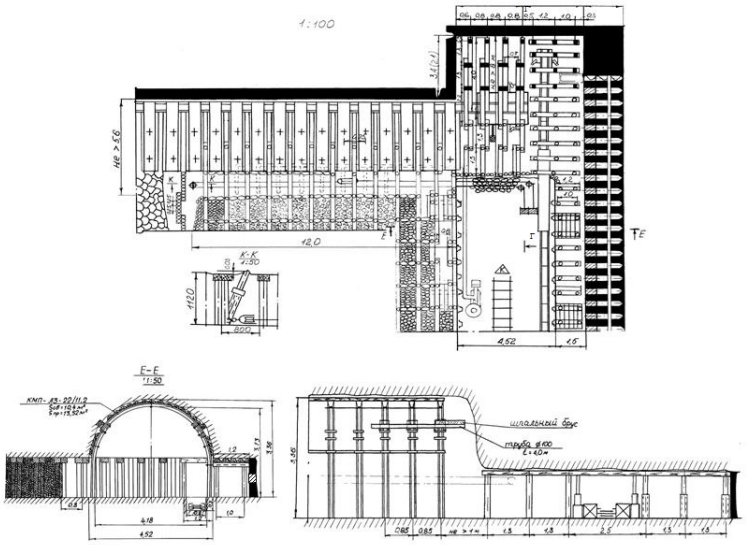


Рис. 5. Сопряжение 7-й опытно-промышленной лавы ЮП №3 пласта h_8 с 8-м южным бортовым ходком

На основании анализа состояния горных выработок на гор.1213-1340 м шахты «Прогресс» обоснован способ охраны и проведения 8-го бортового ходка пласта h_8 «Фоминского» как объекта для постановки и проведения экспериментальных исследований. Применение предложенного способа охраны бортового ходка полосами переменной жесткости на экспериментальном участке подтвердило его надежность и эффективность [7].

Экспериментально установлены величины смещений боковых пород, определены нагрузки в различных участках охранных элементов вокруг выработки, охраняемой полосами переменной жесткости при различных параметрах жесткой и податливой частей бутовых полос. Наименьшие смещения имеют место при размере жесткой части бутовой полосы 8 м, податливой – 5 м и разгрузке скважинами 3 м. Выявлено, что создание полос переменной жесткости обеспечивает симметричное нагружение элементов крепи подготовительной выработки в преде-

лах ее податливости, а также создаются благоприятные и одинаковые в границах всего шахтного поля геомеханические условия ведения горных работ, характеризующиеся отсутствием опасных концентраций напряжений в породах окрестности подготовительных выработок. При таких условиях бортовой ходок (штрек) может быть успешно использован повторно в качестве вентиляционного, удовлетворяя ПБ и нормальной работе последующего очистного забоя. Результаты шахтных экспериментальных измерений подтвердили полученные выше результаты аналитических расчетов, с разбежностью до 20%.

Экономический эффект от применения комбинированных систем разработок и совершенствования способа охраны подготовительных выработок составляет 105961 грн. Итак, нами решена актуальная научная задача по обоснованию рациональных параметров способа охраны подготовительной выработки при комбинированной системе разработки пологих пластов на больших глубинах, который обеспечивает оставление породы в шахте [9], снижение объемов подготовительных и ремонтных работ в выработках участка при сохранении высоких нагрузок на очистной забой.

Список литературы

1. Способ охраны подготовительной выработки /О.В. Колоколов, Н.М. Табаченко, В.Ю. Медяник и др. А.с. ДП № 36714 А (UA) от 01.02.2000.№ г.р.2000020523 Опубл. 16.04.2001 Бюл.№3.

2. Новикова Л.В., Заславская Л.И., Медяник В.Ю. Обоснование способа охраны повторно используемой подготовительной выработки // Сб. научн. тр./ НГУ. – 2003. – № 17, том 1. – С.22–25.

3. Медяник В.Ю., Медяник Ю.А. Поддержание подготовительных выработок при комбинированной системе разработки на глубоких горизонтах // Науковий вісник НГАУ. – 2002. – №6. – С. 50-52.

4. Медяник В.Ю. Охрана подготовительных выработок глубоких шахт // Сб. научн. тр./ НГУ. – 2002. – №15, Том 1. – С. 122–126.

5. Медяник В.Ю., Яворский В. Н., Лапко В.В., Мамайкин А.Р. Исследование способа охраны подготовительных выработок полосами переменной жесткости // Науковий вісник НГУ. – 2007. – №6. –С. – 33-37.

6. Колоколов О.В., Медяник В.Ю. Проблемы аэрологии горнодобывающих предприятий. – Д., 1999. – №5. – С. 34–40. – /Тр. НГАУ.

7. Медяник В.Ю. Обоснование параметров способа охраны подготовительных выработок при комбинированной системе разработки пологих пластов на больших глубинах: Дис… канд. техн. наук. – Днепропетровск, 2005. – 193 с.

8. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Расстрига В.П. Определение основных технологических параметров комбинированной системы разработки в условиях глубоких шахт Чистяково-Снежнянского промышленного региона // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С. 12-15.

9. Колоколов О.В., Медяник В.Ю., Бескровный В.П. Оставление породы в шахте как фактор повышения эффективности разработки угольных пластов на больших глубинах // Науковий вісник НГУ. – 2006. – №9. – С. 26-30.

УДК 622.275

© В.И. Бондаренко,
И.А. Ковалевская,
Г.А. Симанович,
А.Г. Дунаев

ОБОСНОВАНИЕ ОХРАНЫ ПОВТОРНО ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ВЫРАБОТОК ЛИТЫМИ ПОЛОСАМИ ПРИ БУРОШНЕКОВОЙ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Розроблені й обґрунтовані конструкції та технологія зведення литих смуг змінної жорсткості для охорони дільничних виробок при бурошнековому вийманні вугільних пластів.

Разработаны и обоснованы конструкции и технология возведения литых полос переменной жесткости для охраны участковых выработок при бурошнековой выемке угольных пластов.

Constructions and technology of erection of cast strips of variable rigidity for protection of local developments are developed and proved at an augering of coal seams.

При бурошнековой выемке пологих угольных пластов непременным атрибутом технологии является оставление угольных целиков по всей длине скважин, обеспечивающих устойчивость кровли по ее ширине и предотвращающих зажим бурового става. В настоящее время разработаны рекомендации по разделению целиков по функциональному назначению на межскважинные и опорные [1]. Основная цель такого совершенствования технологии – снижение потерь угля в оставляемых угольных целиках. Межскважинные целики оставляются небольшой ширины, достаточной только для обеспечения устойчивости скважины в процессе бурения. Этот целик при бурении скважины воспринимает относительно небольшую нагрузку, так как находится под защитой разрабатываемого угольного пласта. С отходом фронта очистных работ нагрузка на межскважинный целик увеличивается и он разрушается. При этом происходит обрушение непосредственной кровли и возможно частичное обрушение или плавное опускание основной кровли угольного пласта. Опорный целик оставляется через определенное количество межскважинных с основной целью – восприятие повышенного горного давления, возникающего при разрушении межскважинных целиков и ограничение распространения свода обрушения в кровле пласта (рис.1). Для этого опорный целик оставляется шириной, достаточной для обеспечения его устойчивости.

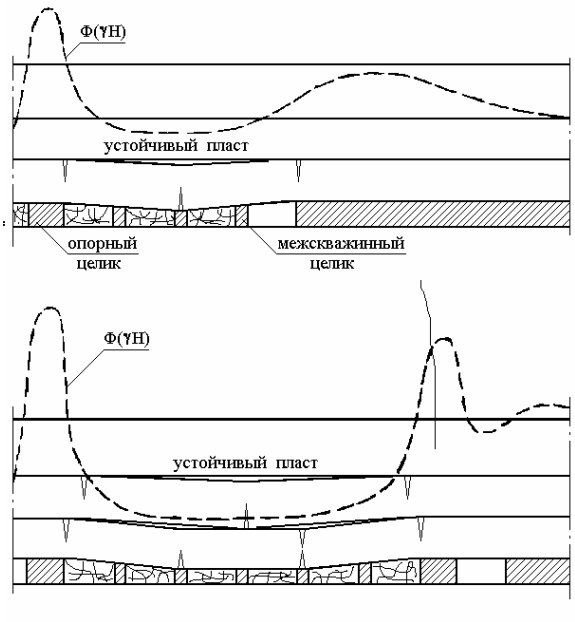


Рис. 1. Схематическое представление сдви-жения массива при бурошнековой выемке с разделением угольных целиков на межскважинные и опорные

Особенностью проявлений горного давления при бурошнековой выемке угля является относительно ограниченная по высоте зона обрушения пород кровли, что обусловлено рядом факторов.

Во-первых, опорные угольные целики рассчитаны на устойчивое состояние и не допускают сколь-нибудь существенных смещений пород кровли в их окрестности. Расстояние между опорными целиками вдоль выемочного штрека выбирается из условий, с одной стороны, восприятия горного давления без разрушения, а с другой, – минимальных потерь угля. С этой

точки зрения в работе [1] рекомендуется нарезать опорные целики с шагом 15...20 м, что и принято нами за основу.

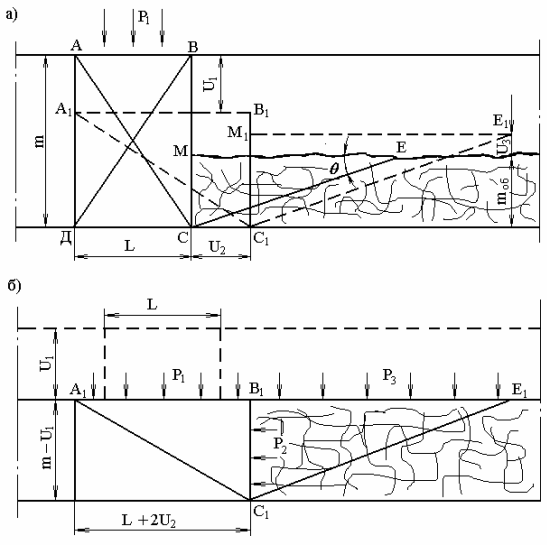


Рис. 2. Схемы к расчету податливости межскважинного целика (а) и его реакции (б)

Во-вторых, на длине пролета между опорными целиками предусматривается обрушение и плавное опускание пород кровли при разрушении межскважинных целиков. В первую очередь происходит хаотическое обрушение пород непосредственной кровли, которые частично или полностью (в зависимости от мощности непосредственной кровли) заполняют полости скважин. Если основная кровля значительно ослаблена трещинами и имеет мелкослоистую структуру со слабыми связями между слоями, то полость скважины заполняется и обрушенными нижними слоями основной кровли. За счет разрыхления и увеличения в объеме породы непосредственной кровли и частично основной могут полностью заполнить полость скважины, и дальнейшему опусканию кровли будет препятствовать породная подушка.

Следует также иметь в виду, что межскважинные целики при раздавливании не теряют полностью реакцию сопротивления при опускании основной кровли. Для оценки этого фактора использованы простейшие решения статики сыпучей среды. Когда нагрузка P_1 на межскважинный угольный целик превысит его несущую способность, в нем образуются призмы скола (сползания) АВС и АВД (рис. 2, а). По линии скольжения (например, АС) уголь сопротивляется только за счет нормальных усилий, действующих по ее плоскости, так как при сдвиге уголь потерял сцепление. Призма скола АВС перемещается в полость скважины на величину u_2, занимая новое положение $A_1B_1C_1$; при этом происходит усадка угольного целика на величину u_1. Связь между перемещениями u_1 и u_2 определяется из условия равенства площадей призм АВС и $A_1B_1C_1$

$$u_2 = L\frac{u_1}{m-u_1}, \qquad (1)$$

где L – начальная ширина межскважинного целика, м;

m – мощность пласта, м.

Смещающаяся в полость скважины призма $A_1B_1C_1$ взаимодействует с обрушенными породами мощностью $m_{об}$ (рис. 2, а) и выдавливает породную призму МСЕ в положение $M_1C_1E_1$. Согласно [2] угол θ составит $\frac{90-\varphi_П}{2}$ (здесь $\varphi_П$ – угол внутреннего трения обрушенной породы, град). При этом породная призма переместится к кровле пласта на величину

$$u_3 = u_2 tg\frac{90-\varphi_П}{2}. \qquad (2)$$

Принимая во внимание (1) и (2), можно определить условия когда породная призма $M_1C_1E_1$ будет контактировать со смещающейся кровлей пласта, то есть

$$u_3 + m_{об} = m - u_1,$$

откуда

$$u_1 = \lambda - \sqrt{\lambda^2 - m(m - m_{об})}, \tag{3}$$

где $$\lambda = m + \frac{L_{M.C}}{2} tg\,\frac{90 - \varphi_П}{2} - \frac{m_{об}}{2}.$$

Минимальную мощность обрушенных пород $m_{об}$ с учетом их разрыхления можно определить по формуле

$$m_{об} = m_H (K_p - 1), \tag{4}$$

где K_p – коэффициент разрыхления;

m_H – мощность непосредственной кровли, м.

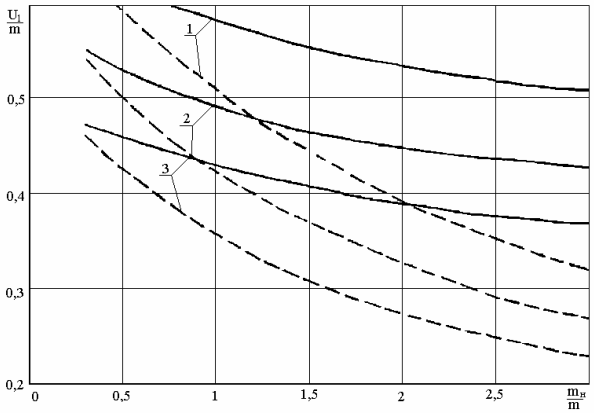


Рис. 3. Зависимость податливости U_1/m межскважинного целика от мощности $m_н/m$ непосредственной кровли: 1 – $L/m = 0{,}3$; 2 – $L/m = 0{,}6$; 3 – $L/m = 1$; $K_p = 1{,}1$; $K_p = 1{,}2$

Расчеты по уравнению (3) показывают, что опускание кровли, выраженное в долях мощности пласта u_1/m, находится в основном в пределах 0,3...0,5. То есть, учитывая мощность пластов при бурошнековой выемке порядка 0,6...1 м, приходим к выводу, что при опускании кровли не более 0,2...0,5 м она ложится на породную подушку, образующуюся в скважине, и разрушенные межскважинные угольные целики. При этом породные слои основной кровли получают опору по всей площади отрабатываемого пласта, и процесс сдвижения вышележащей толщи затухает. Сама опора в виде нарушенных межскважинных целиков и обрушенных пород в отработанных скважинах переходит в объемное напряженное состояние и по этой причине ее сопротивление горному давлению резко повышается.

В подтверждение сказанному можно привести оценку повышения сопротивления нарушенного межскважинного целика методами статики сыпучей среды. На межскважинный целик действует опорное давление P_1 (см. рис. 2, б). Перемещению призмы скола препятствуют обрушенные породы в отработанной скважине, которые воздействуют на угольную призму скола боковым давлением P_2. Максимальная величина P_2 определяется устойчивостью призмы выпирания из обрушенных пород в отработанной скважине и зависит от вертикальной нагрузки P_3 на контакте основной кровли и породной «подушки». Если предположить, что установилось равновесное состояние окружающего массива и нагрузка вдоль выемочного штрека в определенной мере выровнялась, то обрушенные породы в отработанной скважине будут воспринимать какую-то часть гидростатического давления γH, то есть

$$P_3 = K_1 \gamma H, \tag{5}$$

где K_1 – безразмерный коэффициент.

Тогда по известным решениям [2] максимально возможное боковое давление P_2 равно

$$P_2 = \frac{K_1 \gamma H}{tg^2\,\frac{90 - \varphi_П}{2}}. \tag{6}$$

На призму сползания нарушенного угольного целика действует (помимо боковой нагрузки P_2) вертикальная нагрузка P_1, которую удобно выразить в долях гидростатического давления γH:

$$P_1 = K_2 \gamma H, \tag{7}$$

где K_2 – безразмерный коэффициент.

Связь между нагрузками P_1 и P_2 определяется устойчивостью призмы сползания АВС в предельном состоянии, которую выразим через коэффициенты K_1 и K_2

$$K_2 = \frac{K_1}{tg^2 \frac{90-\varphi_П}{2}} \cdot \frac{(m-u_1)^2 \left[L_{M.C} m + (m-u_1)^2 tg\varphi_y\right]}{L_{M.C} m \left[(m-u_1)^2 - L_{M.C} m tg\varphi_y\right]}, \tag{8}$$

где φ_y – угол внутреннего трения угля, град.

Анализ выражения (8) показывает, что отношение K_2 / K_1 нагрузок на нарушенный межскважинный целик и обрушенные породы в отработанной скважине резко увеличивается с ростом усадки u_1 / m межскважинного целика (рис. 4). Коэффициент K_1, определяющий нагрузку на обрушенные породы, меньше единицы и на этом участке (по длине выемочного штрека) имеет место разгрузка от гидростатического давления γH. Однако по мере поэтапного нарушения межскважинного целика и роста величины u_1 / m его усадки происходит уплотнение разрушенных пород и восприятие ими большей величины горного давления; возрастает и коэффициент K_1 в предельном случае до единицы. Но даже, если в начальной стадии уплотнения обрушенных пород они воспринимают нагрузку в несколько десятых γH, то с ростом податливости u_1 / m межскважинного целика возрастает величина его сопротивления K_2 / K_1.

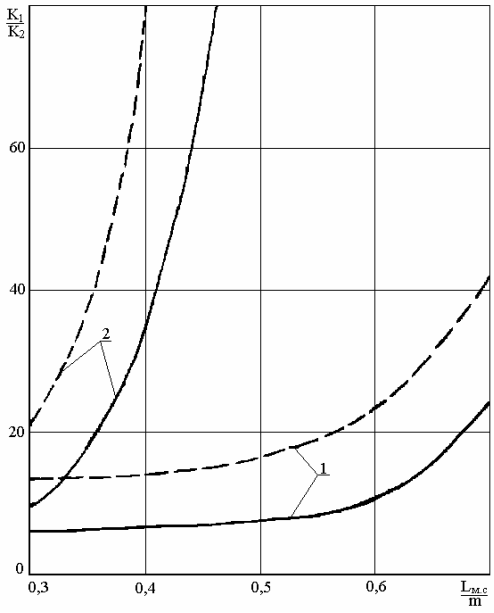


Рис. 4. Допустимое соотношение K_2 / K_1 нагрузок на нарушенный межскважинный целик и обрушенные породы в отработанной скважине: $1 - u_1 / m = 0{,}3$; $2 - u_1 / m = 0{,}5$; $\varphi_П = 20^\circ$; $\varphi_П = 40^\circ$

Таким образом, из простых решений статики сыпучей среды следует вполне очевидный вывод об установлении устойчивого состояния пород основной кровли пласта после их сдвижения в выработанное пространство при бурошнековой выемке на относительно небольшую величину порядка 0,2...0,5 м. Эта особенность достаточно быстрой стабилизации геомеханических процессов при бурошнековой выемке угля должна учитываться при выборе рациональных параметров охраны выемочного штрека.

Процесс сдвижения пород над выработанным пространством развивается на относительно небольшую высоту, которую с учетом прогнозируемых смещений u_1 и некоторого увеличения в объеме нарушенных пород можно оценить в пределах до нескольких десятков метров. Однако такого веса нарушенных пород может оказаться вполне достаточно для потери устойчивости выработки при деформировании широко применяемой арочной податливой крепи из спецпрофиля СВП. Поэтому для сохранения устойчивости выемочного штрека необходимо применить тот или иной способ охраны.

Несмотря на отмеченные особенности бурошнековой выемки, на наш взгляд, режим работы охранных полос (жесткий, податливый, жестко-податливый) также будет оказывать существенное влияние на устойчивость выемочного штрека. Жесткая приштрековая полоса является концентратором опорного давления вокруг выработки, хотя и уменьшенного по величине при бурошнековой выемке. Вертикальные усилия в районе охраняемой выработки будут превышать гидростатическое давление γH и способствовать развитию боковых давлений на крепь. Податливые полосы в определенной мере сглаживают концентрацию напряжений в окрестности выработки, способствуя образованию зоны разгрузки. Но размеры этой зоны даже при бурошнековой выемке таковы, что вес нарушенных пород создает повышенную вертикальную и боковую нагрузки. В то же время несущая способность рамной податливой крепи из СВП-27,33 такова, что при идеальной эпюре распределения нагрузки и шаге установки рам 0,5 м не превышает в вертикальном направлении 100...150 кПа. Кроме того, рамная крепь плохо сопротивляется повышенной боковой нагрузке. Следовательно, податливая охранная полоса тоже не решает проблемы сохранения устойчивости выработки. Поэтому целесообразно, на наш взгляд, обратиться к опыту охраны выработки полосами переменной по ширине податливости и распространить его при бурошнековой выемке угольных пластов. Такая полоса отодвигает зону опорного давления в глубь выработанного пространства за счет ее податливой части, примыкающей к выработке. Но образованная зона разгруженных пород должна быть таковой, чтобы вес нарушенных пород создавал нагрузку, не превышающую несущей способности крепи. Таким образом, ставится задача снижения до минимума нагрузки на крепь выемочного штрека, путем выбора рациональных параметров охранной полосы переменной по ширине податливости (жесткости). Успешное ее решение позволит обеспечить устойчивость подготовительных выработок при бурошнековой выемке низкозатратными технологиями и получить возможность их повторного использования.

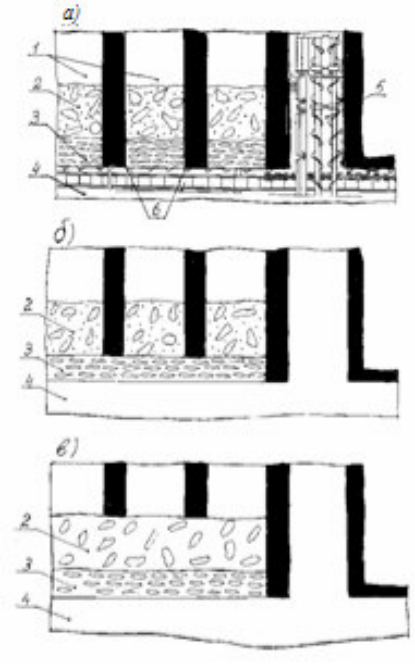


Рис. 5. Рекомендуемые конструкции охранных целиков, вид сверху – в плоскости отрабатываемого пласта: 1 – отработанные скважины; 2, 3 – жесткая и податливая части целика; 4 – охраняемая выемочная выработка; 5 – рабочая скважина; 6 – межскважинные целики; а – охраняемые целики возводятся в скважинах; б, в – межскважинные целики извлекаются на ширину податливой части охранного целика и на всю его ширину

Таким образом, способ охраны выемочных выработок состоит в возведении в приштрековой части каждой отработанной скважины вслед за фронтом очистных работ охранных целиков из твердеющих материалов, создавая тем самым вдоль выработки за ее контуром со стороны выработанного пространства охранную полосу переменной жесткости из чередующихся угольных и искусственных целиков с целью управления горным давлением и поддержания пород кровли над охраняемой выработкой (рис. 5, а).

В конструктивном исполнении охранная полоса вдоль выемочной выработки может быть возведена и в других вариантах, например:

– примыкающая к охраняемой выработке нарушенная часть межскважинного угольного целика извлекается на ширину податливой части искусственного целика, и ленточная полоса наращивается вслед за очистными работами участками Г-образной формы в плоскости пласта, при этом податливая часть охранной полосы возводится вдоль выработки непрерывной, а жесткая часть состоит из чередующихся между собой искусственных и угольных целиков (рис. 5, б);

– при погашении очередной отработанной скважины примыкающий к ней угольный межскважинный целик извлекается на проектную ширину искусственного целика и послед-

ний возводится на всей прямоугольной площади, наращивая ленточную охранную полосу переменной по ширине жесткости и возведенную только из твердеющих материалов (рис. 5, в).

Однако при разработке разных вариантов конструкции охранного целика в конкретных геологических и горнотехнических условиях следует руководствоваться основным принципом: выемочная выработка должна быть поставлена в такие условия, чтобы определенных размеров область горных пород, примыкающих к ней, не находилась в зоне больших концентраций напряжений, а, наоборот, эта область должна быть разгружена от последних. Такую обстановку в любых вариантах должны создавать все элементы способа охраны выемочной выработки.

К искусственным целикам (полосам) из твердеющих материалов предъявляются следующие требования:

1. Искусственные охранные целики должны обладать ранней несущей способностью, которая обеспечивала бы синхронную работу с примыкающими угольными целиками по сопротивлению силам проявления горного давления.

2. Прочностные и деформационные характеристики отвердевшего материала искусственных целиков должны соответствовать таким же значениям характеристик примыкающих к ним угольных целиков.

3. Величины механических характеристик материала искусственных целиков, определяемые расчетом, должны быть постоянными вдоль охраняемого выемочного штрека и переменно-заданными в поперечном сечении, что должно обеспечить изменяющуюся конструктивную жесткость (податливость) охранных целиков по ширине.

4. Примыкающие к охраняемому выемочному штреку части межскважинных угольных целиков определенной (расчетной) ширины должны разупрочняться тем или иным способом с целью обеспечения их повышенной податливости под воздействием проявления горного давления.

5. Материалы для возведения искусственных охранных целиков (вяжущее, заполнитель, жидкость затворения) должны быть предельно дешевыми и процессы их приема, хранения, транспортировки, приготовления твердеющих смесей и ее укладки должны быть полностью механизированы.

5.1. В качестве заполнителя в составе твердеющей смеси должен максимально использоваться бутовый камень, получаемый от зачистки охраняемой выработки на сопряжении с отработанной скважиной, в которой возводится искусственный целик.

5.2. В качестве вяжущих должны использоваться наиболее дешевые их типы, получаемые от переработки отходов промышленного производства, например: фосфорной кислоты – разные виды фосфогипсового вяжущего; работы электростанций – золы-уноса; переработки горелых пород шахтных терриконов; ангидритовое вяжущее, цемент и др.

5.3. В качестве жидкости затворения используется вода только из шахтного водяного става.

6. Возводимые в отработанных скважинах охранные целики должны быть воздухонепроницаемыми, а по ширине должны разделяться по характеру взаимодействия с боковыми породами на жесткую и податливую части, при этом их требуемые ширины определяются расчетом, но ширина податливой части должна быть не менее 0,5 мощности отрабатываемого угольного пласта, а жесткой – не менее мощности угольного пласта.

В настоящее время возведение охранных целиков из твердеющих материалов в шахтных условиях осуществляется по трем основным технологическим схемам, в основе которых заложены принципиально различные способы приготовления, транспортировки и укладки твердеющих смесей, а следовательно, и разное оборудование: гидромеханический способ, способы «сухого» и «мокрого» торкретирования.

Гидромеханический способ приготовления и укладки твердеющих материалов состоит в том, что первоначально в открытом растворосмесителе приготавливается пульповидный твердеющий раствор на основе вяжущего и мелкого заполнителя с введением для придания раствору высокой подвижности избыточного количества жидкости затворения, существенно пре-

вышающем его гидратационную водопотребность. Затем пульповидный раствор закачивается растворонасосом во внутриопалубочное пространство, в котором возводится искусственный охранный целик.

Способ «мокрого» торкретирования принципиально отличается от гидромеханического способа лишь тем, что предварительно приготовленный в герметично закрывающейся напорной емкости раствор через выдувной узел поступает в шланг, транспортируется по нему сжатым воздухом к месту ведения работ и наносится на торкретируемую поверхность с образованием торкретбетона, из которого таким образом возводится охранный целик.

Способ «сухого» торкретирования состоит в том, что из загруженной сухими компонентами твердеющего материала через выдувной узел герметично закрывающейся напорной емкости в трубопровод поступает в соответствующей пропорции вяжущего и мелкого заполнителя сухая смесь, которая сжатым воздухом транспортируется по трубопроводу к соплу, где затворяется и при выходе из сопла наносится на торкретируемую поверхность возводимого охранного целика.

Комплексный анализ существующих технологических схем возведения охранных целиков в сочетании со спецификой бурошнековой выемки весьма тонких и тонких пологих угольных пластов позволил разработать основные требования к технологии, которым она должна отвечать с точки зрения эффективности производства работ и их безопасности:

– исключить возможность схватывания и твердения в трубопроводе (емкостях) затворенной смеси при непредвиденных (аварийных) остановках функционального оборудования;

– обеспечить ввод такого количества жидкости затворения в состав сухой смеси, которое не превышало бы ее гидратационной потребности;

– исключить необходимость тщательных промывок трубопровода и емкостей после каждого цикла приготовления и укладки твердеющих материалов, плановых или аварийных перерывах в этом процессе;

– обеспечить возможность изменения (регулирования) прочности отвердевшего камня по ширине охранного целика в процессе его возведения. Повысить прочность отвердевшего материала за счет технологического фактора – его уплотнения путем трамбовочного эффекта в процессе укладки;

– обеспечить однородность структуры отвердевшего камня и его свойств по всему объему возведенного охранного целика в соответствии с заданными параметрами;

– обеспечить возможность использования при возведении охранного целика заполнителя крупностью до 10 мм;

– обеспечить малое пылеобразование на всех стадиях технологического процесса доставки, загрузки компонентов сухой смеси, ее затворения и укладки;

– обеспечить возможность корректировки водовяжущего отношения в процессе укладки твердеющей смеси;

– обеспечить подвижность твердеющей смеси и однородность ее состава при транспортировке, затворении, схватывании и твердении;

– предусмотреть условия совмещения работ по возведению охранного целика с очистными работами на ограниченном пространстве сопряжения выемочной выработки с отработанной и выбуриваемой скважинами;

– исключить обильное увлажнение вмещающих охранный целик горных пород, их набухание, раскисание, расслоение;

– обеспечить возможность транспортировки, затворения и укладки твердеющих материалов малыми объемами и прерывать процесс их укладки на любом отрезке времени без осложнений в производстве работ;

– совместить транспортировку компонентов твердеющей смеси, ее затворение, укладку и уплотнение в рамках единого процесса.

Каждый из рассмотренных способов возведения охранного целика из твердеющих материалов обладает определенными достоинствами и недостатками, анализ которых с учетом изложенных выше требований к технологии производства работ предопределил выбор способа

возведения охранного целика в условиях бурошнековой выемки угольного пласта и основного оборудования – способ «сухого» торкретирования с помощью пневмобетономашины ПБМ-2.

Список литературы

1. Бурошнековая выемка подработанных угольных пластов / Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Корж П.П., Симанович Г.А./ Днепропетровск: Системные технологии, 1998. – 153 с.

2. Максимов А.П. Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 231 с.

DIRECT COAL LIQUEFACTION AS A PERSPECTIVE OF LIQUID FUEL PRODUCTION IN POLAND

J. Swiadrowski, A. Rejman – Burzynska, E. Jedrysik, J. Wachowicz, K. Stanczyk, N. Howaniec
Central Mining Institute, Katowice, Poland

Introduction

The increase in the world market prices of natural gas and crude oil at the beginning of the XXI century caused a renewed interest in meeting the energy demand with coal-based liquid and gaseous fuels.

Between 2000 and 2005 the average prices of fuels increased as follows [1]:

- natural gas - of about 100%
- crude oil - of about 90%
- coal - of about 70%

and in 2005 reached the level of :

- natural gas - of about 510 USD/toe
- crude oil - of about 400 USD/toe
- coal - of about 70 USD/toe.

At the same time the high concentration of resources and producers of natural gas and crude oil in the politically unstable region of Middle East resulted in decreasing the sense of energy security in developed countries dependant on import of these fuels.

The next factor triggering the interest in coal as an energy source is the technological development in coal utilization. This is particularly evident for technologies of coal combustion and coal processing to gaseous fuels. The increase in efficiency of coal-derived energy utilization and less harmful environmental impact are observed. Coal-based liquid fuels production in a process of a direct coal hydrogenation may be considered as an alternative for crude oil-based fuels production in parallel with the development of clean and efficient direct coal combustion and gasification technologies.

Poland is a world's leading hard coal producer with an output of about 100 mln ton per year, which is about 54% of the total EC production. Hard coal resources located in Upper Silesian and Lublin Coal Basins ensure Poland the place among the European leading countries.

Poland, possessing an abundant coal resources and very limited crude oil and natural gas reserves, is particularly suited to undertaking the research works on effective coal utilization, including coal-based crude oil substitutes production. It should be noted that Poland has already gained some experience in the field of coal hydrogenation.

Statistical data on primary energy production (based on domestic resources) and energy demand in Poland show a primary energy shortage. The lack of domestic crude oil and high-methane

gas reserves, which can not be substituted by hard coal in present coal-based energy production structure, results in import of energy sources.

According to statistical data Polish documented balanced reserves of hard coal in 2005 equaled 43.321 bln ton, of which the exploited deposits amounted to 15.717 bln ton. 2.53 bln ton is located in the accessible deposits, minable at reasonable investment costs. A reserves sufficiency indicator, defined as a ratio of the reserves to a yearly consumption, with a production output estimated on the level of 100 mln ton per year, is:

- about 25.3 years - for deposits accessible and minable at reasonable investment costs
- about 157 years - for balance exploited reserves
- about 433 years - for documented balance reserves.

For comparison, the estimated documented balance world coal reserves sufficiency indicator at a present production level is about 200 years.

Even taking into account that part of Polish coal will not be processed to gaseous and liquid products (cocking coals), the existing resources potential makes it still important for Polish economy development.

The data presented constitute the basis for undertaking the actions for a development in Poland a new industry branch – coal processing to liquid fuels and raw materials substitutes for petrochemical industry. Coal-based liquid fuels may be considered in the perspective of a several dozen years as an essential element of country energy security, especially in the aspect of liquid fuels supply diversification.

Direct coal liquefaction technologies in the world - State of the art

Coal is a solid substance of a molar ration H/C of about 0.8. This ratio value for crude oil is between 1.3-1.9 and for liquid fuels, like gasoline and diesel oil – about 2.

Production of liquid fuels from coal requires incorporating into its organic structure the missing amount of hydrogen. This could be executed with various methods; by reducing the amount of elementary carbon or by increasing the hydrogen content in the organic structure of coal. Thus the following methods of coal-based liquid fuels production are applied: pyrolysis, direct hydrogenation or indirect liquefaction via gasification and liquid products synthesis.

Coal-based liquid fuels production in direct hydrogenation process has been raising an interest since the beginning of the XX century. The process of direct liquefaction of coal was patented in 1913 by Friedrich Bergius and implemented in ’20 at industrial scale by IG Farben in Germany. The need of ensuring the sufficient reserves basis and independence from imported crude oil brought about the development and starting up of coal liquefaction industrial plants in Germany during the Second World Word.

Later on, especially in ’70, a numerous technological options of the direct liquefaction process were developed. The common feature of these options is coal treatment with hydrogen containing solvent at elevated pressure and temperature and next, catalytic hydrocracking of the resulting primary products.

The efficiency of liquid fuels production in a direct hydrogenation process is 70% per organic substance of coal and the total thermal efficiency of the process is on the level of 60-70%.

In the research works carried out at various scales and in various technological options different types of coal turned out to be suitable. Nevertheless, the selection of particular coal for particular technology is important and have an influence on products output, composition and characteristics. For example, in a non-catalytic process a positive influence of pyrite sulphur content was observed (autocatalytic process) among the others, in the research works carried out at Central Mining Institute.

The products of a direct coal hydrogenation require further processing into market products (engine fuels). Here, the technologies commonly used in refinery industry are applied. The raw liquefaction products may be also processed in combination with crude oil raw materials.

Two main groups of direct coal liquefaction processes may be distinguished, depending on whether the primary stadium of coal substance dissolution is separated from the following primary products conversion stadium into products:

- One-stage process, in which distilling products are generated in one reactor (or in a line of reactors). The in-line integrated hydrotreating reactor is applied for further reactions of coal substance decomposition without a direct increase in a total conversion;
- Two-stage process, in which the hydrotreating products are generated in two reactors. At first stage, an organic substance is dissolved non-catalytically or with a use of low reactive one-off catalyst. At the second stage, a liquid heavy product is further catalytically hydro-processed (hydrotreating) in order to generate additional amounts of distilling products (oils).

The research works on the direct coal liquefactions both in one-stage and two-stage processes resulted in a development of numerous technologies presented in Table 1 [3].

In the above presented one-stage process technologies a hydrogenation reaction was carried out catalytically under the pressure of up to 30 MPa or auto-catalytically and the technologies differed in reactor construction, methods of liquid products separation from the post-reaction residue as well as in characteristics of solvent applied.

Table 1

Technologies of a direct coal liquefaction

I – ONE-STAGE PROCESSES		
Technology	**Developer**	**Country**
Kohleoel	Ruhrkohle AG	Germany
NEDOL	NEDO (New Energy and Industrial Technology Development Organization)	Japan
H-Coal	HRI, presently HTI (Hydrocarbon Technologies Incorporated)	USA
Solvent Refined Coal – SRC-I i SRC II	Gulf Oil	USA
Exxon Donor Solvent – EDS	Exxon Corporation	USA
Conoco Zinc Chloride	Conoco	USA
II - TWO-STAGE PROCESSES		
Technology	**Developer**	**Country**
Catalytic Multi-Stage Liquefaction - CMSL	US DOE and HTI	USA
Catalytic Two-Stage Liquefaction - CTSL	US DOE i HRI - presently HTI	USA
Liquid Solvent Extraction -LSE	British Coal Corporation	Great Britain
Brown Coal Liquefaction - BCL	NEDO	Japan
Consol Synthetic Fuel - CSF	Consolidation Coal Co	USA
Lummus Integrated Two-Stage Liquefaction - ITSL	Lummus Crest,	USA
Chevron Coal Liquefaction - CCLP	Chevron	USA
Kerr-Mc-Gee - ITSL	Kerr-Mc-Gee	USA
Mitsubishi Solvolysis	Mitshubishi Heavy Industries	Japan
Close-Coupled Two-Stage Liquefaction – CC-TSL	Amoco	USA
Pyrosol	Saaberwerke	Germany
Supercritical Gas Extraction - SGE	British Coal Corporation	Great Britain
Shenhua Process	Shenhua Group	China

The majority of the coal hydrogenation technologies based on two-stage processes were developed as a result of one-stage processes improvement. They enabled reaching higher production efficiency of liquid products of improved characteristics, like e.g. higher H/C ratio and lower heteroatom content.

The results and experience gained in pilot tests confirmed the technical maturity of the processes as well as commercialization prospects for numerous technologies.

The following technologies are considered to have the best prospective for industrial implementation nowadays:

- *Kohleoel* – modified Bergius process, tested at pilot scale in Bottrop (Germany), with the capacity of 200 t/d
- *NEDOL* – one-stage process with solvent hydrogenation, tested at pilot scale in Kashima (Japan), with the capacity of 150 t/d
- *CTSL* – two-stage process, continuation of the H-Coal technology (with boiling catalyst reactor), tested at pilot scale in Wilsonville (USA), with the capacity of 6 t/d
- *LSE* - two-stage process, continuation of the CONSOL technology, tested at PDU scale in Point of Ayr (Great Britain), with the capacity of 2.5 t/d
- *BCL* - two-stage lignite hydrogenation process with solvent hydrogenation, tested at pilot scale in Morwell (Australia), with the capacity of 50 t/d

In 2002-2005 HTI company, USA, which developed H-Coal, CTSL and CMSL technologies signed contracts with the largest Chinese coal mines concern Shenhua Group – China, Oil India Ltd – India and the Ministry of Energy – Philippines, concerning the implementation of the direct coal hydrogenation technologies.

As a result of the contract signed between HTI and Shenhua Group in Majiata, the Inner Mongolia Autonomic Region in China, an industrial scale installation is under construction. The design is based on the CTSL process concept, modified with elements of Kohleoel and NEDOL technologies. The first production line of the investment costs of 850 mln USD is said to produce 830,000 ton of low sulphur diesel oil and gasoline in 2007. By 2010 five further production lines are planned to be constructed of a total investment costs of 5 bln USD and an output of liquid fuels of 5 mln ton. The estimated production cost of one crude oil barrel can not exceed 24 USD. The Shenhua installation will be the first industrial direct coal hydrogenation plant in the world since over sixty years, when the production in Germany was ceased.

The development of the direct coal hydrogenation technologies in Poland

In Poland the research works on coal liquefaction were undertaken in 1967 at Central Mining Institute and in cooperation with other Polish R&D institutions in the frame of The Ministry of Mining and Power Industry initiative. A need for a development of a coal liquefaction technology was motivated, like in USA, on the one hand by depletion of the world's and lack of the domestic crude oil reserves as well as by an increase in crude oil prices and on the other hand by the abundant coal deposits.

Based on the literature review of the research works on coal liquefaction carried out in the world, especially in USA and Great Britain, as well as on own coal extraction experimental results, a two-stage method, similar to CONSOL technology was selected.

The research works on two-stage coal hydrogenation, including extraction, separation and hydrogenation were carried out at The Coal Processing Research and Development Centre of Central Mining Institute, located in Tychy-Wyry in a laboratory units, a large-scale laboratory installation of the capacity of 120 kg/d of coal and a PDU of the capacity of 1,200 kg/d of coal.

The drawbacks of the two-stage method, in particularly the problems with the unprocessed coal residue separation from an extract solution, caused in the late '70 and early '80 the change of the technological concept, cessation of the research works on the extractive method and undertaking the works on a direct, one-stage, autocatalytic hydrogenation. This enabled a direct production of distilling products and replacement of a mechanical separation of solid substances with a vacuum distillation.

The research works on the one-stage direct coal hydrogenation process were carried out at laboratory scale, laboratory large-scale and PDU (of the capacity of 2,000 kg/d of coal). The heart of the installation was a hydrogenation reactor with an external circulation system. An external catalyst

was not used in the process. The catalytic functions were played by the sulphur compounds – pyrite, contained in coal mineral structure.

A schematic diagram of the direct coal hydrogenation process, tested in the experimental installations of Central Mining Institute is presented in Fig.1. and the coal conversion and production capacities are given in Table 2 [5]. The technological design was based on the results of the long-term research works carried out at Central Mining Institute as well as on H-Coal technology.

Table 2

Coal conversion and production capacities of a coal hydrogenation process – the technology developed by Central Mining Institute

No	Specification	Mass fraction
1	Coal conversion	71.9%
2	Light oil (boiling distillate C5 - 200^0C)	14.5%
3	Medium oil (boiling distillate 200^0C - 320^0C)	39.4%
4	Gases	11.3%
5	Semi-coke (ash-free)	28.1%

In 1991, based on the results obtained, a process design of a pilot plant was prepared. The capacity of the installation was 200 ton of coal per day. The installation, however, has never been constructed, mainly for economic reasons.

The research works on coal hydrogenation carried out at Central Mining Institute resulted also in specification of technological systems for a direct coal hydrogenation under moderate pressure at industrial scale. Based on these studies in GBSiPPW SEPARATOR a concept of Coal Liquefaction Plant of the capacity of about 1 mln liquid fuels was prepared in two options: gasoline (option I) and diesel oil (option II). Steam coal was assumed to be the main raw material for liquefaction and hydrogen production.

The technological development observed in the last years requires a substantial modification of this liquid fuels production concept, taking into account both local and present liquid fuels market conditions.

In 2006 research works on a flow diagram of the modified concept of Coal Liquefaction Plant with the production capacity of about 1 mln of liquid fuels: diesel oil and gasoline were undertaken at the Central Mining Institute. The modification consisted in a change of a hydrogen production method and a technique of mineral substances separation from the products. The simplified flow diagram is presented in Fig. 2 and basic technological parameters – in Table 3 [4].

The concept is based on a direct coal hydrogenation process under moderate pressure. The hydrogenation of the coal-oil slurry is executed in a reactor under a pressure of 20 MPa and at the temperature of about 450^0C. Liquid hydrogenation products undergo atmospheric distillation and fractional separation into light oil and medium oil, which are further processed into gasoline and diesel oil.

Table 3

Basic technical parameters per 1 ton of coal for hydrogenation

No	Specification	Production	Consumption
1	**Products [t]**		
1.2	Gasoline	0.27	
1.3	Diesel oil	0.05	
1.4	Sulphur	0.01	
1.5	Fuel gas	0.13	0.13
1.6	Liquefied gas	0.05	0.05
2	**Raw materials [t]**		

No	Specification	Production	Consumption
2.1	Coal, including:		1.23
2.1.1	Coal for hydrogenation		1.00
2.1.2	Coal for hydrogen production		0.23
2.2	Hydrogen (100%), including:	0.08	0.08
2.2.1	Hydrogen for hydrogenation	0.06	0.06
2.2.2	Hydrogen for liquid fuels production	0.02	0.02
2.3	Oxygen	0.39	0.39

Heavy residue is processed in vacuum distillation and separation at supercritical conditions with an organic solvent (Kerr Mc Gee method). Liquid products of the vacuum distillation and separation of the post reaction residue constitute the compounds of the pasting oil. The coal hydrogenation residue containing unprocessed coal and ash is gasified with an additional amount of coal in a steam-oxygen mixture. Gaseous product of heavy residue and coal gasification as well as process gasses from hydrogenation and product refining are used for hydrogen gas production.

Economic aspects of coal-based liquid fuels production

The key factors influencing the profitability of coal hydrogenation are a ratio of crude oil prices to coal prices and technological development. The increase in the interest in coal-based liquid fuels production problems might be observed especially in the periods of crude oil market crisis or prolonged periods of high crude oil prices. An example of such activities is launching of The Direct Coal Liquefaction Program by the Department of Energy, USA after the oil shock in ’70. Similar actions were undertaken in Poland, Germany, Great Britain and Japan.

Crude oil prices are highly unstable and their prediction in the perspective of 20 to 30 years, required in terms of taking the decision on a construction and operation of a coal hydrogenation plant, is very difficult. In 2006 EIA announced a correction of the long-term prognosis by 2030 [6], according to which crude oil prices in 2030 should reach the level of 57 USD/bbl (based on prices of 2004), and in the shorter term perspective it is expected that the prices of 2006 will decrease, but not below 35-40 USD/bbl. Thus, over longer time horizons crude oil prices may be on the level of 37-60 USD/bbl.

In 2006 investment costs estimates originally prepared by GBSiPPW SEPARATOR was updated at Central Mining Institute, based on cost indexes of apparatus and equipment prices’ changes as well as indexes of investment costs increase in chemical industry, published by Chemical Engineering (Marshall&Swift Equipment Cost Index and Chemical Engineering Plant Cost Index – CEPCI) for the period of 1979-2005 [7]. The investment cost for a plant of 1 mln ton per year of coal-based liquid fuels production capacity, recalculated for 2006 is 2.8 bln USD. It should be noted, however, that the inaccuracy resulted from the extrapolation of the data for such a long period may be about ±30%.

Based on the literature data [3] and material balance data, economic estimates for a modified concept of the Coal Liquefaction Plant CMI 2006 [4] producing 1 and 3 mln ton of liquid fuels (gasoline and diesel oil) were prepared. The calculations were carried out for two coal price levels of 54 USD/t and 20.5 USD/t respectively. The analysis enables an evaluation of coal price and plant production capacity impact on basic economic indicators of the plant:

- required product market price
- required crude oil market price, ensuring meeting the required selling products price.

The calculations were carried out for prices level of 2006, using simplified economic models based on indexes given in [3]. The results are presented in Table 4.

As could be seen from the above analysis both the production capacity and coal price are of key importance for the economics of a coal liquefaction plant. For a plant of a production capacity of 3 mln ton of liquid fuels per year, assuming coal price level below 54 USD/t, the required selling price for liquid fuels produced is within the range of prices met by refineries processing crude oil of

the price level of 44 USD/bbl, while for a plant of a production capacity of 1 mln of liquid fuels per year, the limiting crude oil price is 63 USD/bbl.

Table 4

Estimated economic indicators of coal-based liquid fuels production

Installation capacity [mln ton of liquid fuels per year]	1		3	
Investment costs [mln USD]	2,300		4,515	
Coal consumption [mln ton per year]	2.8		8.0	
Coal price [USD per ton]	54	20.5	54	20.5
Required selling price [USD per bbl]	75.12	62.43	53.11	41.30
Required crude oil price [USD per bbl]	62.60	52.03	44.25	34.42

It should be emphasized that one of the possible ways of coal-based fuels production costs reduction is decreasing of hydrogen production costs, for example by using an excess heat from high-temperature nuclear reactors. The accessibility of the high-temperature heat, the by-product of power generation in nuclear power plants, enables also processing the waste carbon dioxide produced in coal hydrogenation plant into market products, such as for example methanol or dimethyl ether. This would also contribute to the carbon dioxide emission reduction.

Summary

1. In the light of present crude oil world market prices as well as long-term prognosis of the leading energy agencies it should be expected that after 2012 crude oil prices may reach a stable level of over 53 USD/bbl (based on prices of 2006). This will ensure the favorable economic conditions for a development of coal liquefaction plants, producing engine fuels based on a direct hydrogenation method. The trend of crude oil prices stabilization on a high level over long time horizons will stem mainly from the fact of an increasing energy demand, including engine fuels and from a progressive depletion of crude oil reserves.
2. The development of the one-stage and two-stage technologies of the direct coal hydrogenation processes proved at pilot scale gives the rationale for considering them as ready for implementation at industrial scale. This is confirmed by a construction of Chinese installation, which start-up is planned for 2007.
3. In Poland, having its own experience in a direct steam coal hydrogenation process development, a construction of an installation of a production capacity of 3 mln ton of liquid fuels would ensure meeting the 30% of the domestic demand in the perspective of 20-25 years.

Literature

1. Statistical Review of World Energy 2006 – www.bp.com.
2. Coal Market Pricing – www.worldcoal.org.
3. Coal Liquefaction, Cleaner Coal Technology Programme, Technology Status Report 010, Department of Trade and Industry, UK, October, 1999.
4. Technical and economic assessment of a coal liquefaction technology implementation in Poland – Prace GIG, 2006.
5. Technologies of liquid fuels, coke and electrode binders production from semi-products of the hydrogenation process. The final report of the research works carried out in 1957-1990 at Central Mining Institute. Monograph, Central Mining Institute, Katowice, 1993.
6. 2006 International Energy Outlook, Summary Oil&Gas Journal, June 21, Energy Information Administration, 2006.
7. Economic Indicators; Marshall&Swift Cost Index, Chemical Engineering Plant Cost Index (CEPCI), Chemical Engineering Archive 1979-2005.

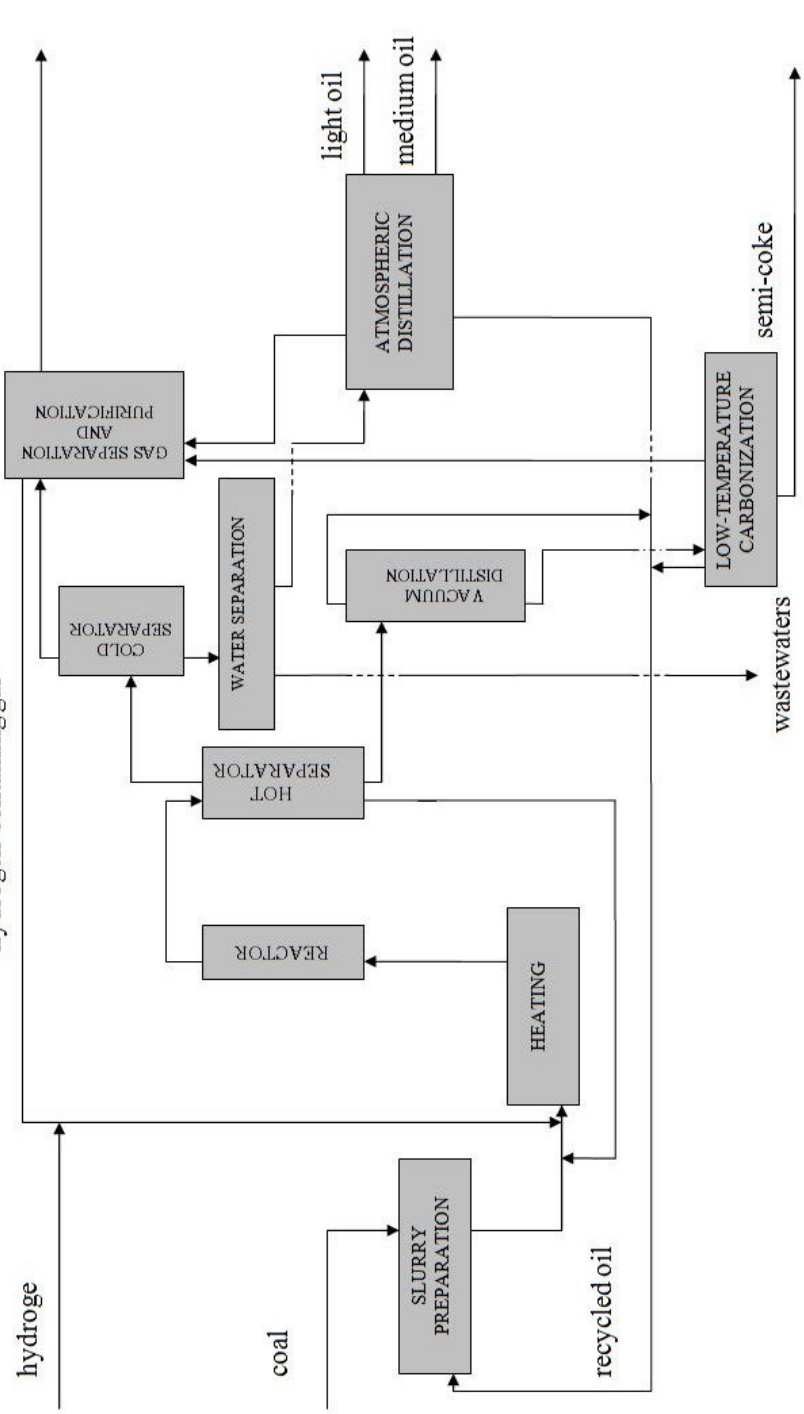


Fig. 1 Schematic diagram of a direct coal hydrogenation process tested in experimental installations of Central Mining Institute

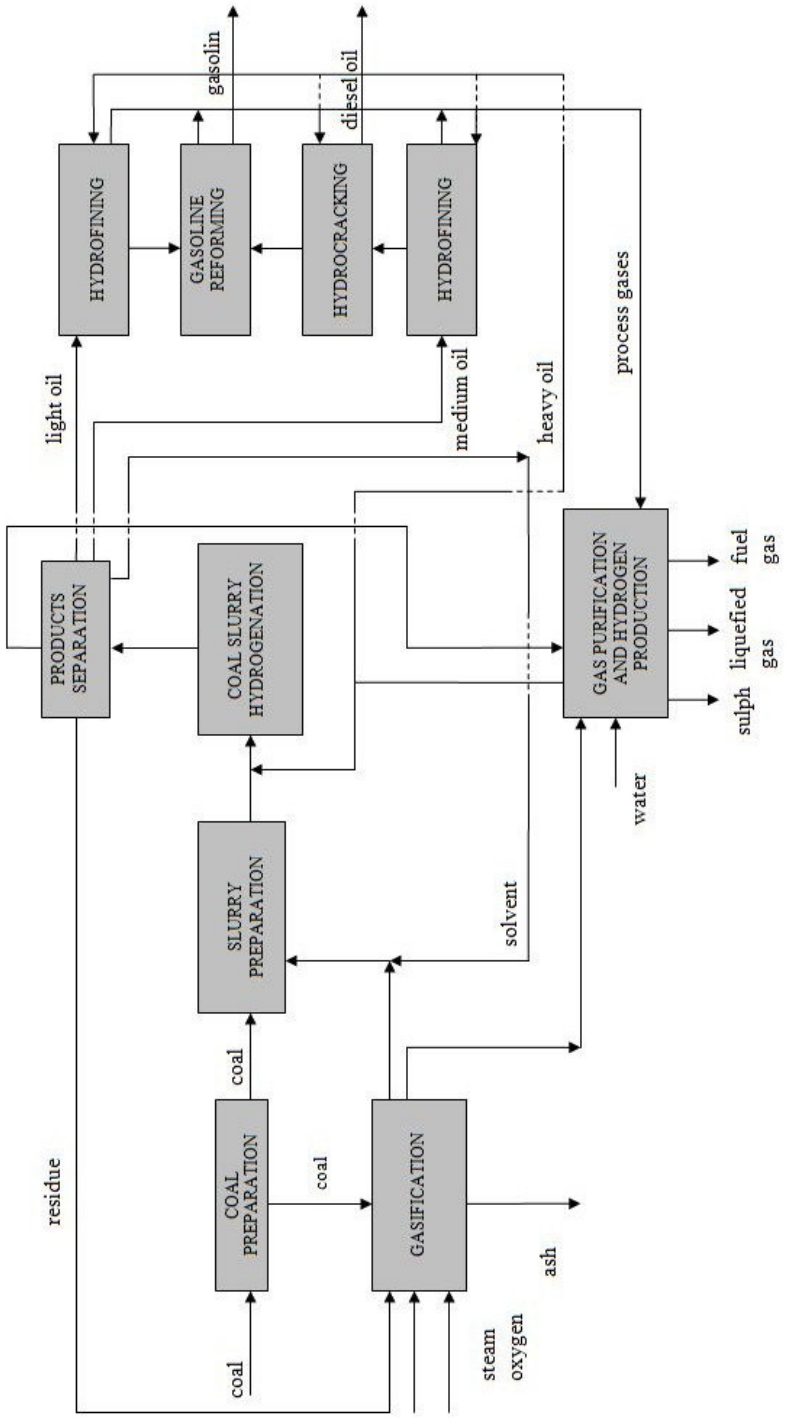


Fig.2 Simplified flow diagram of a coal-based liquid fuels production process based on the Central Mining Institute concept

УДК 622.2:658.152(477.6) © В.Н. Окалелов

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Виконано аналіз методів геолого-економічної оцінки родовищ корисних копалин та обґрунтовано напрями їх удосконалення.

Выполнен анализ методов геолого-экономической оценки месторождений полезных ископаемых и обоснованы направления их совершенствования.

The analysis of methods of a geologist-economic estimation of deposits of minerals is executed and directions of their perfection are proved.

Развитие рыночных отношений в угольной промышленности Украины ведет к существенному повышению требований к степени объективности оценки промышленной значимости угольных месторождений и обоснованности инвестиций в их освоение. В процессе такой оценки решается целый ряд важных задач, к числу которых следует отнести: обоснование кондиций на минеральное сырье и подсчет его запасов; составление кадастра месторождений; установление степени благоприятности условий залегания угольных пластов и очередности их разработки; определение начальной цены на право пользования недрами и объема рентных платежей; оценка перспективности реконструкции и технического перевооружения угольных шахт или же необходимости их закрытия. С учетом изложенного вполне закономерным является и повышение интереса к методам оценки месторождений с точки зрения их соответствия предъявляемым требованиям и характеру решаемых задач.

Анализ отечественного и зарубежного опыта разработки методов оценки месторождений показывает, что все они в первом приближении могут быть разделены на две большие группы, различающиеся видами оценочных критериев и методами их расчета.

К первой группе методов следует отнести методы, основанные на использовании технических, а ко второй – экономических критериев. С учетом этого первую группу можно условно назвать методами технической, а вторую – экономической оценки месторождений.

Отличительной особенностью первой группы методов является относительная простота расчетов и независимость от трудно прогнозируемой динамики стоимостных показателей разработки месторождений. Так, в работе [1] отмечается, что предложенный для оценки угольных месторождений показатель энергетической эффективности топлива (отношение затраченной на добычу угля энергии к получаемой) обладает тем достоинством, что он не зависит от инфляции, валютных соотношений, адекватности цен и т.п. В то же время отмечается, что данный показатель не может заменить стоимостную оценку, так как затраты на добычу угля не сводятся только к затратам на энергию. Кроме того следует отметить, что использование угля не сводится только к получению энергии.

В работах [2-5] выдвинута и развита идея о том, что кондиции на уголь должны устанавливаться по «техническим критериям применения средств комплексной механизации на очистных работах и узкозахватной технологии, а также техническим возможностям обеспечения требуемых санитарно-гигиенических условий труда при подземных работах» [2]. При этом утверждается, что оценка потенциала угольных месторождений может быть только относительной [4].

Такой подход к обоснованию кондиций и относительной оценке месторождений обосновывается авторами указанных работ тем, что существующие методы экономической оценки обладают рядом существенных недостатков. К ним относят слабую чувствительность, устанавливаемых на их основе значений кондиций к изменениям горно-геологических и производственных условий, чрезмерную сложность решения «многомерных задач с рядом вынужденных допущений и упрощений, снижающих практическую ценность получаемых результатов» [2, 3].

Следует отметить, что подобная концепция установления кондиций на уголь имела место и в зарубежной практике. Так, в Польше в 1994 году были введены новые кондиции, согласно которым минимальная мощность пласта была увеличена до 1,0 м, максимальная глубина «документирования месторождения» уменьшена до 1000 м, а зольность исходного угля не должна превышать 20% [6]. В работе [2] указанные показатели составили 0,8 м, 1500 м и 35% соответственно.

Внедрение такого подхода к установлению кондиций в Польше привело к отказу шахт от отработки менее выгодных запасов и обязанности охраны ресурсов, что в свою очередь привело к резкому сокращению объема балансовых запасов и закрытию ряда шахт [6].

Аналогичная ситуация согласно расчетам [5] будет иметь место и в Донбассе при принятии кондиций по рекомендациям работы [2]. В то же время необходимо отметить, что согласно ст. 53 «Кодексу України про надра» при разработке полезных ископаемых должно обеспечиваться «недопущення ... вибіркового відпрацювання багатих ділянок родовищ, що призводить до втрат запасів корисних копалин». Таким образом, предлагаемая в [2-5] концепция, направленная на повышение эффективности работы шахт, в свою очередь, влечет за собой и негативные последствия, связанные с сокращением учтенных в государственном балансе запасов полезных ископаемых.

Отдельного внимания заслуживает метод сравнительной интегральной оценки благоприятности горно-геологических условий [7]. В его основу положен критерий, характеризующий суммарную величину среднеквадратичных относительных отклонений по всем геологическим показателям от их эталонных значений. За эталонные принимаются лучшие с технологической точки зрения значения геологических факторов. При этом наиболее благоприятными считаются геологические условия того месторождения, для которого величина интегрального критерия минимальна, что свидетельствует о минимальном суммарном отклонении фактических значений геологических условий от эталонных [7]. Из вышеприведенного следует, что в основу предложенного метода положена идея о том, что лучшим (эталонным) значениям геологических факторов априори соответствуют и лучшие технико-экономические показатели работы шахт.

При этом следует обратить внимание на то, что данный метод хорошо работает при условии, что взаимосвязь между значениями геологических факторов и ТЭП работы шахт линейна или, в крайнем случае, нелинейна при монотонном изменении характера взаимосвязи. Для случаев с локальными экстремумами приходится вводить ограничения на диапазоны изменения значений геологических факторов, в которых допустимо применение интегрального критерия. Кроме этого, необходим учет важности принятых к сравнению геологических факторов с точки зрения их влияния на ТЭП шахты. Решение этой задачи предлагается осуществлять с помощью определяемых экспертным путем весовых коэффициентов, что привносит существенную долю субъективизма в окончательное ранжирование месторождений по степени благоприятности геологических условий их залегания.

Данный метод, как и ранее рассмотренные, позволяет определить лишь сравнительную значимость месторождений угля и не позволяет дать им стоимостную оценку, которая весьма важна с точки зрения определения целесообразности инвестиций в освоение месторождений, стоимости лицензий на право пользования недрами, рентных платежей, эффективности капитальных вложений и т.п.

Для решения этих задач применяются методы экономической оценки. Из всего их разнообразия можно выделить методы, основанные на затратных критериях и методы, основанные на критериях, характеризующих доход, получаемый от разработки месторождений.

Среди первой группы методов следует выделить методы, основанные на сравнении себестоимости добычи полезных ископаемых. При этом считается, что месторождение с наименьшими эксплуатационными затратами на добычу угля является наиболее предпочтительным.

Дальнейшим развитием такого подхода к оценке месторождений явилась разработка методов, основанных на критерии «замыкающие затраты», которые представляют собой предельно допустимые на текущий момент времени затраты для народного хозяйства [1]. Они определяются для наихудшего по условиям залегания месторождения. Поэтому мерой экономической оценки является экономический эффект от вовлечения в разработку месторождения с меньшими индивидуальными затратами [8].

Одним из основных недостатков рассмотренных выше методов является невозможность учета при оценке месторождений показателей, характеризующих качество угля, сложность и неоднозначность процедуры расчета «замыкающих затрат», неадекватность условиям рыночной экономики. В связи с этим данный критерий оценки месторождений утратил свое значение в современных условиях [9].

Особая роль в оценке месторождений принадлежит методам, основанным на критерии дифференциальной горной ренты. Под дифференциальной горной рентой понимают дополнительный эффект, получаемый от разработки запасов в лучших природных условиях [9-12]. Она не должна быть связана с трудом коллектива, а зависит лишь от степени благоприятности природных условий. Общая теория дифференциальной ренты разработана достаточно хорошо. Однако на практике разделение общей прибыли предприятия на связанную с природными условиями и созданную в результате труда коллектива весьма проблематично [10].

Кроме этого, до сих пор однозначно не решен вопрос об источниках рентных платежей. В одних случаях утверждается, что таким источником должна быть прибыль [9], а в других указывается, что прибыль, получаемая от хозяйственной деятельности предприятия, не может быть источником рентных платежей, так как они в этом случае превращаются в дополнительный налог [11].

Существуют предложения по оценке месторождений по валовой ценности полезного ископаемого. Однако такая оценка не учитывает затраты на добычу угля, потому и не является достаточно объективной [13].

В последнее время все большее распространение получает концепция оценки угольных месторождений по прибыли [9, 13]. Данный оценочный показатель обладает рядом достоинств, связанных с особой важностью для инвесторов, отражением в скрытом виде дифференциальной ренты, простотой расчетов, универсальностью и хорошей приспосабоиваемостью к рыночной экономике [9]. В то же время в [1, 9] отмечается, что одним из основных недостатков критерия прибыль является существенная зависимость от цены, которая не отражает внутренние свойства месторождения [9]. В работе [1] указывалось, что даже в условиях плановой экономики цены не отражали общественно необходимых затрат.

Таким образом, основной недостаток критерия прибыль связан в первую очередь с несовершенством механизма установления цен на угольную продукцию [14-16]. В то же время при формировании цен на подлинно рыночных условиях данный недостаток будет нивелирован [9, 10]. Именно это обстоятельство объясняет тот факт, что в зарубежной практике при оценке месторождений предпочтение всегда отдавалось методам, основанным на доходном подходе [1, 17]. При этом в разное время в качестве критериев оценки предлагалось использовать прибыль (ФРГ) и суммарный дисконтированный чистый эффект (США).

В настоящее время доминирующим в зарубежной практике является метод дисконтированных денежных потоков [10, 17] и сравнительный подход к оценке месторождений. Последний не нашел широкого применения в отечественной практике из-за сложности поиска шахт аналогов.

В России основным показателем геолого-экономической оценки месторождений согласно «Временного руководства по содержанию, оформлению и порядку представления на государственную экспертизу ТЭО кондиций на минеральное сырье» и «Временными методическими рекомендациями по геолого-экономической оценке промышленного значения месторождений твердых полезных ископаемых» рекомендуется чистый дисконтированный доход (ЧДД). Этот же показатель рассмотрен в качестве основного и в работе [10].

Постановлениями Кабинета Министров Украины №1117 и №1374 были утверждены: «Методика визначення вартості запасів і ресурсів корисних копалин родовища або ділянки надр, що надаються у користування» и «Методика визначення початкової ціни продажу на аукціоні спеціального дозволу на право користування надрами». В этих нормативных документах используются критерии, аналогичные чистому дисконтированному доходу.

Следует отметить, что ЧДД согласно результатам детального анализа, выполненного в работе [13], имеет ряд существенных недостатков. К их числу следует отнести то, что при оценке месторождения не представляется возможным достаточно надежно определить величину выручки, эксплуатационные затраты и капитальные вложения по отдельным годам; не учитываются различия в капитальных затратах и способе учета фактора времени в период строительства и в другие периоды работы шахты; в предложенных формулах расчета ЧДД не учтен факт начала формирования дохода от эксплуатации месторождения после окончания строительства шахты; не учитываются существенные колебания годовой производственной мощности шахты за весь период ее работы; не учитываются возможные альтернативные варианты вложения финансовых средств.

Кроме этого, следует обратить внимание и на то обстоятельство, что предложенные формулы не дают четкого ответа на вопрос о сроках окупаемости первоначальных капитальных вложений, что весьма важно для потенциального инвестора, а сама процедура дисконтирования дохода за весь период существования предприятия может приводить к абсурдным выводам, что привело к необходимости ограничения рядом исследований этого срока до 15-30 лет.

В дополнение к изложенному следует отметить, что расчет дохода и капитальных затрат по годам за весь период эксплуатации шахты требует моделирования развития горных работ. При этом результаты расчетов могут существенно отличаться в зависимости от варианта последовательности отработки угольных пластов и их отдельных участков в пределах шахтного поля. Это в свою очередь ведет к существенному усложнению оценочных расчетов и их неопределенности.

Приведенный выше краткий анализ предложенных к настоящему времени критериев оценки угольных месторождений показывает, что каждый из них обладает теми или иными недостатками в большей или меньшей степени снижающих их адекватность характеру решаемых задач.

Наряду с этим возникают и различные проблемы с расчетом значений критериев. Первая проблема связана с часто имеющим место непостоянством геологических условий залегания угольных пластов в пределах шахтного поля. Это приводит к тому, что даже для одного шахтопласта при невыдержанных его характеристиках необходимо выделять разнородные участки и вести расчет, входящих в критерии величин для каждой однородной зоны [10]. В результате появляются разные экономические оценки запасов для разных по однородности участков пласта и изменяются итоговые значения оценочных критериев в зависимости от долевого участия в общешахтной добыче из этих участков.

В результате может складываться ситуация, когда с экономической точки зрения будет выгодно в первую очередь извлекать запасы с участков с наиболее благоприятными условиями залегания, вступая в противоречие с требованием ст. 53 «Кодексу України про надра». В работе [10] данному обстоятельству уделено особое внимание. При этом утверждается, что «… отказ от разработки худшей части запасов, действительно, является одним из важнейших направлений улучшения текущей экономики предприятия и отраслей минерально-сырьевого комплекса» и сознательно допускается потеря в недрах навсегда части худших запасов. Такой подход к оценке месторождений акцентирует внимание на их привлекательности с точки зрения инвестора, который стремится к максимально быстрой окупаемости вложенных средств. Однако в явном виде это обстоятельство не отражено ни в одном из рассмотренных выше критериев.

Кроме этого, следует отметить, что ни в одной из ранее проанализированных работ нет четких рекомендаций по методике выделения участков с более или менее однородными условиями.

Остается дискуссионным и вопрос о методах расчета затрат (эксплуатационных и капитальных) на добычу угля. В одних случаях предлагается применять укрупненные стоимостные показатели, рассчитываемые по уравнениям множественной регрессии [1]. В других случаях допускаются только прямые расчеты или же использование данных шахт аналогов при соответствующем обосновании их отбора [8, 18]. В работе [19] предлагается определять капитальные и эксплуатационные затраты на основе интерполяционных расчетов в зависимости от годовой производственной мощности базового и промежуточного вариантов разработки месторождения.

Для определения цены на угольную продукцию также предлагается несколько способов. В работе [19], а также в ранее указанном нормативном документе, действующем на территории России («Временное руководство по содержанию, …») предлагается оценку запасов производить по действующим ценам. При этом игнорируется возможное их существенное изменение в будущем по мере отработки запасов.

В работе [18] цену рекомендуется рассчитывать на базе «замыкающих затрат», но в [1] отмечается, что такой подход неправомерен из-за искусственного завышения цены. Использование для оценки прогнозных цен проблематично из-за низкой достоверности их прогноза.

Имеются расхождения и в необходимости учета при оценке месторождений различных налогов и платежей. В России с целью устранения этого разногласия рекомендуется проводить базовую и коммерческую оценку запасов полезных ископаемых. В базовом варианте налоги и иные начисления на себестоимость не учитываются, а ставка дисконта принимается равной 10%. Коммерческий вариант предусматривает учет налогов, сборов и платежей, а ставка дисконта принимается не ниже 15%.

В цитированных выше нормативных документах Украины речь идет, по сути, о коммерческой оценке месторождений, так как в расчетах учитываются налоги и различные платежи, которые не входят в эксплуатационные затраты.

Особого внимания заслуживает применяющаяся во всех методах оценки запасов методика учета фактора времени. Применяемую процедуру дисконтирования затрат при оценке месторождений следует считать спорной, поскольку она была предназначена для сравнения проектов объектов с небольшими сроками существования, т.е. не распространялась на случай долгосрочного планирования или прогнозирования [20].

Кроме этого, во многих методиках обращается внимание на вероятностный характер исходной геологической информации, но при оценке месторождений учитываются преимущественно усредненные значения геологических факторов без анализа влияния ошибок их значений на результаты оценок.

Существующие методы оценки запасов полезных ископаемых в лучшем случае учитывают риск от влияния факторов внешней среды. Просчитываются обычно три наиболее вероятных сценария: пессимистический, базовый и оптимистический. На этой основе выявляется чувствительность результатов оценок к возможным изменениям условий внешней среды.

В нормативном документе «Временное руководство по содержанию …» предлагается оценивать месторождения с привлечением дополнительных критериев: индекс доходности, срок окупаемости капитальных вложений, внутренняя норма доходности. Эти критерии применяются для оценки эффективности инвестиционных проектов [10] и окончательное решение принимается с учетом всех этих критериев. Однако в этом случае возникает уже многокритериальная задача, решение которой требует иных методических подходов к выбору лучших вариантов.

Подводя итог выполненному краткому анализу методов оценок месторождений можно сделать следующие выводы:

– методы оценки с применением только технических критериев не позволяют выявить экономические последствия решений по освоению месторождений. Поэтому их привлечение целесообразно лишь для ориентировочного, предварительного ранжирования месторождений по степени благоприятности условий залегания;

– наиболее распространенный на данное время критерий суммарного дисконтированного дохода обладает рядом недостатков, связанных с невозможностью надежного прогнозирования стоимостных показателей на длительную перспективу, неадекватностью способа учета фактора времени особенностям долгосрочных проектов, нивелированием с точки зрения инвестора роли первоначальных капитальных затрат на освоение месторождений;

– расчет стоимостных показателей, входящих в критерии оценки должен производиться для однородных условий залегания угольных пластов и их отдельных участков, однако в рассмотренных методах оценки не приводятся конкретные рекомендации по способам выявления этих условий;

– нет единого мнения о методах расчета эксплуатационных и капитальных затрат;

– имеются противоречивые суждения о правомерности первоочередной отработки лучших участков месторождений и допущении безвозвратной потери запасов на худших участках;

– констатируется вероятностная природа исходной информации и ее существенная изменчивость, но в большинстве случаев принимают детерминированные модели расчета стоимостных показателей с использованием усредненных значений геологических факторов;

– остается нерешенной проблема учета при оценке месторождений результатов моделирования разных вариантов долевого участия в добыче участков угольных пластов с разной степенью сложности горно-геологических условий;

– появившиеся в последнее время предложения оценивать месторождения одновременно по нескольким стоимостным критериям переводят задачу принятия решения от скалярного вида к векторному, однако при этом не приводятся методы решения этих задач.

С учетом изложенного можно констатировать тот факт, что методологии оценки угольных месторождений нуждаются в серьезном совершенствовании. Оно должно осуществляться по следующим направлениям:

– разработка поэтапной процедуры оценки месторождений, предусматривающие два основных этапа – выбор перспективных месторождений с использованием технических критериев и определение их инвестиционной привлекательности на основе экономической оценки;

– разработка макроэкономической модели ценности месторождения, отражающей вероятностную природу условий их залегания и стремления инвесторов к максимальной эффективности капиталовложений с минимальным сроком окупаемости;

– создание методов выявления участков месторождений с однородными условиями залегания и установление на этой основе степени их сложности;

– разработка экономико-математических моделей и методов прогноза эксплуатационных и капитальных затрат на освоение месторождений и методики формирования прогрессивных технологических решений по их разработке;

– разработка методики моделирования технико-экономических показателей работы шахт при различном долевом участии в добыче полезного ископаемого участков месторождения с различной степенью сложности условий их залегания.

Список литературы

1. Астахов А.С. Экономическая оценка запасов полезных ископаемых. – М.: Недра, 1981. – 287 с.
2. Новая концепция установления кондиций на уголь /Зайденварг В.Е., Блакберн А.Ю., Мезников В.И., Захаров Е.П. //Уголь Украины. – 1991. – №8. – С. 20-24.
3. Группирование шахт Донбасса по однородности производственных условий /Блакберн А.Ю., Мезников В.И., Борисов Ю.Д., Земляной Б.П. // Уголь Украины. – 1992. – №2. – С. 3-7.
4. Янко С.В., Блакберн А.Ю., Кессарийская И.Ю. Оценка экономического потенциала угольных месторождений Украины // Уголь Украины. – 1993. – №11. – С. 15-17.
5. Блакберн А.Ю., Мезников В.И., Оганесьян Н.П. Новые кондиции на каменный уголь – реальный путь радикального оздоровления отрасли // Уголь Украины. – 1997. – №8. – С. 3-8.
6. Собчак Е.Й. Изменение состояния запасов каменного угля в Польше в связи с переходом каменноугольной промышленности к условиям рыночной экономики: Сб. научных трудов. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – С. 26-35.
7. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов Н.И. Проектирование шахт. – М.: Недра, 1985. – 399 с.
8. Райхель Б.Л. Экономическая оценка угольных месторождений. – М.: Недра, 1972. – 224 с.
9. Воспроизводство шахтного фонда и инвестиционные процессы в угольной промышленности / Г.Г.Пивняк, А.И.Амоша, Ю.П.Ященко, П.И.Пилов, В.И.Салли, Н.А.Ильяшов. – К.: Наукова думка, 2004. – 311 с.
10. Астахов А.С., Краснянский Г.Л. Экономика и менеджмент горного производства: В 2 кн. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2002. – Кн. 1: Основы экономики горного производства. – 367 с.
11. Райхель Б.Л., Решетилова Т.Б. Методология и нормативная база платного использования угольных месторождений // Уголь Украины. – 1994. – №4. – С. 8-13.
12. Егорова В.Б. Рентные платежи как инструмент управления природными ресурсами // Уголь Украины. – 1994. – №3. – С. 2-5.
13. Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. – М.: МГГУ, 2003. – 795 с.
14. Лебедкин Н.А. Влияние инвестиций на цену продукции и прибыли вводимых в действие предприятий // Уголь. – 1994. – №4. – С. 21-22.
15. Братков Е.Н., Цыкарева В.В. Методы определения прогнозных цен на угольную продукцию // Уголь Украины. – 2000. – №1. – С. 11-13.
16. Евдокимов Ф.И., Зборщик Н.П., Гавва В.М. Издержки и объемы угледобычи // Уголь Украины. – 1995. – №3. – С. 2-5.
17. Князева Т. Международный опыт стандартизации оценки минеральной собственности // Московский оценщик. – 2005. – №4.
18. Каждан А.Б., Кобахидзе Л.П. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 205 с.
19. Кац А.Я. Теоретические основы и методология геолого-экономической оценки месторождений полезных ископаемых: Дис. ... д-ра экон. наук. – М.: ВИЭМС, 1986. – 363 с.
20. Красовский В. Интегральный эффект и фактор времени // Вопросы экономики. – 1974. – №8. – С. 10.

УДК [622.272+622.35]: 72.011.05 © О.Є. Хоменко

СИСТЕМА РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ВИДОБУВАННЯ, ОБРОБКИ ТА ВИКОРИСТАННЯ У БУДІВНИЦТВІ НОВИХ ДЕКОРАТИВНИХ МАТЕРІАЛІВ

Розкриті актуальність, ідею, мету, задачі, шляхи, підходи, методи, новизну, результати та економічну ефективність запропонованої системи технологій.

Раскрыты актуальность, идея, цель, задачи, пути, подходы, методы, новизна, результаты и экономическая эффективность предложенной системы технологий.

The urgency, idea, the purpose, tasks, ways, approaches, methods, novelty, results and economic the offered system of technologies are opened.

Актуальність роботи. Україна має у своїх надрах запаси корисних копалин з унікальними декоративними властивостями. Тільки в одному Криворізькому залізорудному басейні сконцентровано мінеральні ресурси, які містять елементи всієї таблиці Д.І. Менделєєва. Супутні корисні копалини басейну складаються з золота, германію, скандію, ванадію, цирконію тощо. Будівельні й декоративні матеріали Криворіжжя – це мармур, граніт, тальк, доломіт, джеспіліт.

Темпи експлуатації Криворізьких родовищ забезпечать стабільну роботу шахт протягом 10-15 років, як і більшості рудних родовищ України. В умовах згортання виробництва отримання стабільних відрахувань до бюджету країни видобувними підприємствами можливо за рахунок залучення до розробки запасів нових декоративних матеріалів. Однією з цінних рудних корисних копалин, який можливо використовувати у будівництві, є джеспіліт. Потужність його покладів практично безмежна. Сейсмологічна розвідка довела розповсюдження цього каменю на глибину до 10 км. Відношення ціни однієї тонни залізної руди до тонни джеспіліту складає 1:6, не враховуючи найкращі в Україні художньо-декоративні, ресурсозберігаючі та конкурентоспроможні властивості Криворізьких джеспілітів [1].

Ідеєю роботи є доведення до логічного завершення та поєднання результатів окремих досліджень у систему ресурсозберігаючих технологій з випуском конкурентоспроможних декоративних матеріалів і використання їх у інноваційних проектах споруд.

Мета роботи це розробка та апробація технологій видобування, обробки та використання нових декоративних матеріалів для підвищення інноваційного, інвестиційного та промислового потенціалу України.

Згідно зазначеної мети поставлені наступні науково-практичні **завдання:**

1. Розробити ресурсозберігаючу технологію видобування джеспіліту монолітними блоками для однієї із шахт Криворізького басейну;
2. Розробити безвідходну технологію обробки джеспіліту без зниження якості отриманих декоративних матеріалів;
3. Розробити інноваційну технологію використання джеспіліту у проектуванні та обробці внутрішніх інтер'єрів споруд з урахуванням художньо-декоративних властивостей матеріалу.

Шляхи реалізації зазначеної мети це проведення теоретичних, лабораторних та промислових досліджень зі створення технологій видобування, обробки та використання декоративного джеспіліту.

Для реалізації досліджень обрано **синергетичний (системний) підхід**, який дозволяє максимально використати потенціал наукового знання. Синергетичний підхід складається з вивчення властивостей відкритих систем мінеральної сировини шляхом аналізу умов та кількісних співвідношень, що протікають під час перетворення енергії. Сам підхід не пов’язаний з будь-яким конкретним уявленням про внутрішню будову мінеральної речовини та характеру руху складових, що її формують [2].

Методами дослідження вибрано аналітичні, фізичні та натурні, відповідно для створення:

1. Ресурсозберігаючої технології видобування джеспіліту монолітними блоками: термодинамічний, еквівалентних матеріалів та промислових експериментів [3, 4].

2. Безвідходної технології обробки джеспіліту без зниження якості отриманих декоративних матеріалів: математичної статистики, інструментальних вимірювань, виготовлення промислових зразків [5-7].

3. Інноваційної технології використання джеспіліту у проектуванні та обробці внутрішніх інтер'єрів споруд з урахуванням художньо-декоративних властивостей матеріалу: об'ємне моделювання об'єктів на ПК, виготовлення прототипів зразків, виготовлення натуральних об'єктів [8].

Основна частина. Джеспіліт – це залізистий кварцит смужкуватої текстури, що утворився в результаті метаморфізації залізисто-кременистих осадів. Як вміщуюча порода рудних покладів, він характеризується низкою технологічних недоліків, що сприяли його віднесенню до розряду пустих порід або бідних залізних руд. Це низький вміст заліза, висока міцність, щільність і вміст кремнію, а також руйнування блоками правильної форми. Недоліки джеспіліту переходять до переваг при його використанні декоративного матеріалу. Вельми високі міцність і щільність дозволяють нарізати його тонкими пластинами та виготовляти вироби складної форми. Вміст кремнію сприяє високій якості полірування, а специфічне руйнування – ресурсозбереженню під час виколювання монолітів з масиву. Червоно- (а), буро- (б) і сіро-смужкуваті (в) та брекчієподібні (г) джеспіліти характеризуються високими художньо-декоративними властивостями, що дозволяє використовувати їх облицювального, декоративного і ювелірного матеріалу (рис. 1). Супутнє видобування джеспілітів та залізистих кварцитів на діючих і відпрацьованих горизонтах Криворізьких та інших шахт, художнього-декоративно матеріалу у найближчий час, має зайняти достойне місце в економіці України [1].

Сучасна туристична, інноваційна і як наслідок, інвестиційна привабливість обласних центрів України цілком залежить від художньо-естетичних властивостей декоративних матеріалів, які використовують архітектори, скульптори та дизайнери. В умовах недостатнього державного фінансування масове використання у будівництві імпортних матеріалів веде до втрати промислового та «вимивання» фінансового потенціалу регіонів, підтримки закордонних виробників та втрати історичного обличчя регіональних центрів країни. Не враховуються вікові особливості України як держави з найрізноманітнішими в світі запасами будівельних і декоративних матеріалів.

а б в г

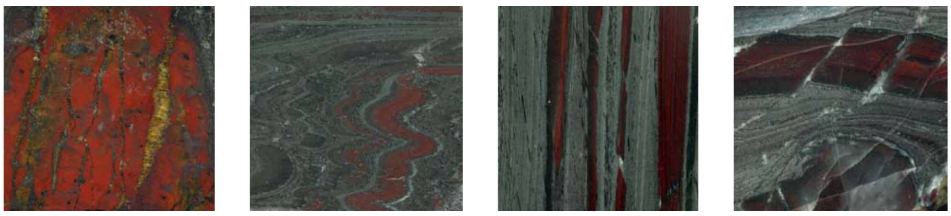


Рис. 1. Основні види Криворізьких джеспілітів

Отже оброблення внутрішніх інтер'єрів залізничних та автомобільних вокзалів, станцій метрополітенів та швидкісних трамваїв, підземних переходів, фойє і вестибюлів громадських приміщень, споруд культурно-спортивного призначення, а також стадіонів, лікарень, офісів, власних будинків доцільна з використанням більш дешевих, якісних і довговічних художньо-декоративних матеріалів місцевого виробництва. Тому розробка і впровадження технологій видобування, обробки та використання декоративних матеріалів на прикладі Криворізьких джеспілітів є нагальною задачею на даному етапі збільшення інноваційного, інвестиційного та промислового потенціалу України.

Новизною роботи є те що сьогодні в Україні джеспіліт у вигляді декоративного матеріалу не видобувається, але є перспективною сировиною для каменеобробної промисловості

поряд з такими матеріалами як граніт, мармур, лабрадорит та ін. Джеспіліти (що за суттю є кварцитами), як і дрібнозернисті граніти, можуть бути віднесені до класу довговічних декоративних матеріалів. Висока блочність структури у поєднанні з декоративністю відкриває широкі можливості з виготовлення якісних облицювальних матеріалів для оброблення внутрішніх інтер'єрів споруд.

Також на новизну роботи вказує і те, що вперше в Україні, а саме у гемологічному центрі НГУ виконано інноваційні розробки щодо створення у Національному гірничому університеті Джеспілітової кімнати [8]. Також виконано узагальнення властивостей та зібрання до атласу джеспілітів України, що виконана кафедрі загальної та структурної геології [5]. Великий спектр видів джеспілітів із різноманітними художньо-декоративними властивостями характеризується високою цінністю і відмінністю від однотонних та однорідних за структурою гранітів, мармурів, лабрадоритів. Завдяки широкому використанню джеспілітів у вигляді матеріалу для виготовлення художньо-декоративних виробів, основними з яких є кулі, вази, письмові набори, свічники, часи, шкатулки, попільнички, гравюри, кубки було прогнозовано доцільність розробки системи технологій. Високу конкурентоспроможність художньо-декоративних виробів із джеспілітів підтвердили високий попит та ціни, що коливаються від $50 до $500 за одиницю (рис. 2) [6].



Рис.2. Зовнішній вигляд виробів з джеспілітів

Спираючись на досвід, що отримано завдяки **виконанню**: теоретичних та лабораторних досліджень щодо ресурсозберігаючої технології видобування декоративного матеріалу монолітними блоками для умов Криворізького басейну [4]; теоретичних та лабораторних досліджень щодо безвідходної технології обробки джеспіліту без зниження якості отриманих декоративних матеріалів [7]; теоретичних та лабораторних досліджень щодо створення інноваційної технології використання джеспіліту у проектуванні та обробці зовнішніх і внутрішніх інтер'єрів споруд з урахуванням художньо-декоративних властивостей матеріалу було прийнято рішення ув’язати результати в загальну систему технологій [8]. У кожній із зазначених технологій не вистачає промислових експериментів, узгодження між собою та уточнення результатів окремих досліджень і отримання комплексного економічного ефекту.

Результатами роботи є створення системи ресурсозберігаючих технологій видобування, обробки та використання декоративного джеспіліту, що дозволить отримати інноваційний, інвестиційний, промисловий та соціальний ефекти для України. Тому виконання роботи передбачає отримання наступної **науково-технічної продукції**, а саме розробка методик:

1. Обґрунтування раціональних параметрів підповерхово-камерної системи розробки (розміри та кількість очисних камер у поверсі, розміри міжкамерних та міжповерхових целіків та ін.), з видобування монолітних блоків джеспіліту підземним способом.

2. Використання природних властивостей (тріщинуватості, блочності, смужкуватості та ін.) для підвищення рівня безвідходності виробництва облицювальних матеріалів.

3. Проектування внутрішніх інтер'єрів споруд з урахуванням художньо-естетичних властивостей декоративних матеріалів із джеспіліту (плитка, мозаїка, розетки, багети, панно, поверхні та ін.).

На сьогодні розкриті, підготовлені та частково нарізані запаси джеспілітів у декілька разів перевищують запаси розритих багатих руд Кривбасу. Це зумовлено тим, що понад 70% залізних руд басейну видобувається за допомогою камерних систем розробки з обваленням

руди із виробок, що проводять по джеспілітам лежачого боку покладів. Ресурсозбереження під час видобування джеспіліту можливе за рахунок використання виробок, що вже існують на шахтах, а також обладнання й персоналу. Для виконання видобувних робіт необхідно на кожен очисний блок проведення лише двох додаткових нарізних виробок. Транспортування блоків джеспіліту у межах очисних одиниць доцільно виконувати електричними скреперними лебідками з використанням спеціальних захватів та ковзанів. На відкаточні горизонти блоки будівельного каменя опускають по господарчих або вентиляційних підняттєвих виробках, також за допомогою лебідок. Доставка по горизонтальних відкаточних виробках виконується контактними електровозами і спеціально обладнаними платформами. Підіймання блоків джеспіліту на земну поверхню здійснюється у клітях по вентиляційних стовбурах. Завдяки чому не перевантажуються основні ланцюги транспортування руди.

Як довів аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт, на шахтах Кривбасу існує резерв штату робітників та обладнання, що дозволить здійснити видобування джеспіліту. Його розробка ефективна у розвантажених від гірського тиску ділянках шахтного поля, тобто у лежачому боці виробленого простору шахти. Максимальний економічний ефект можливо досягти за рахунок відставання очисних робіт по джеспілітам від видобування залізної руди більш ніж на один поверх. Мінімальні витрати на підготовку очисних одиниць до експлуатації найбільшою мірою пов'язані з технологією проведення підземних гірничих робіт. Особливостями ділянок родовищ, що визначають їх цінність з позицій організації робіт, є наявність площин якнайменшого опору розколювання, а також закономірне розташування тріщин, що полегшує виймання монолітних блоків. На шахтах Криворізького басейну такі площини розташовані в трьох взаємно перпендикулярних напрямах, що значно полегшує отримання блоків прямокутної форми [1].

Економічна ефективність. Загальношахтна собівартість видобування 1-го блоку джеспіліту розміром 1,5×1,5×1,5 м дорівнює 334,1 грн. Обсяг видобутку блоків для однієї шахти Кривбасу складає 12,8 тис. шт. на рік з ціною реалізації 1-го блоку в 1,3 тис. грн. Річний економічний ефект дорівнює близько 126 млн. грн, незважаючи на те, що видобування залізної руди залишається на промисловому рівні. Якщо технологію буде впроваджено більше ніж на одній шахті, зростання економічного ефекту та відрахування до державного бюджету буде адекватне.

Економічна ефективність безвідходної обробки декоративного матеріалу пов’язана з ефективним керуванням технологічною та природною тріщинуватістю. Технологічна тріщинуватість з’являється під час видобування монолітних блоків. Відділення блоків з масиву можливо хімічним, гідравлічним, вогневим, кріогенним, буроклиновим та буропідривним способами. Найбільш адаптованим для умов Криворізького басейну є буропідривний спосіб. Із застосуванням цього способу найбільш дешевим є використання оконтурювальних шпурів з підриванням колонкових зарядів. З використанням запропонованого способу підривання шпурів у площині їх розташування утворюється тріщина. Процес контурного підривання характеризується зниженою енергоємністю й гладкістю відслонень відділених блоків. Виколотий таким чином блок джеспіліту має задані розміри й форму.

Керування природною тріщинуватістю пов’язане з оцінкою блочності структури, оцінкою порушеності масиву та прогнозуванням розповсюдження напрямку шарів в середині моноліту для ефективного проектування художньо-декоративних властивостей виробів, що планується отримати. Без урахування цих факторів відбувається втрата до 40% матеріалу. Тобто, тріснуті плити, отримані з моноліту, будуть реалізовані за півціни, або 50 грн/м^2. Уникнувши цього, отримаємо прибуток до 2,5 тис. грн з 1-го блоку. В об’ємах роботи 1-ї шахти маємо 12,8×2,5 = 32,0 тис. грн на рік. Також за розробленим атласом проводиться оцінка відповідності видів джеспілітів видам декоративних матеріалів із необхідними параметрами обробки, таким як геометричні розміри плит, види та швидкості різання, величина осьового зусилля інструменту та його типи, види полірування поверхонь тощо.

Ефективність створення Джеспілітової кімнати у Національному гірничому університеті чи оздоблення станції метрополітену «Історичний музей» можливо оцінити тільки з по-

гляду первинної економічної ефективності. Цим і зумовлена інноваційна складова проекту. Досить складно оцінити ефективність використання унікальних історичних та архітектурних пам'яток, таких як Янтарна кімната, Ермітаж тощо.

До 10-ти разів на рік у Дніпропетровському історичному музеї (Діорама битви за Дніпро) та двічі на рік у Національному гірничому університеті (фойє 10-го навчального корпусу) відбувається виставка-продаж «Світ каменю», яка триває три дні. Щоденна кількість відвідувачів складає близько 600 чоловік з ціною квитка три грн. Виконавши прогноз, що потік відвідувачів до Джеспілітової кімнати буде рівномірним, отримаємо 12×3×600×3 = 64,8 тис. грн на рік. Окрім цього, більш доцільним буде проведення виставки-продажу «Світ каменю» у Джеспілітовій кімнаті. Тоді додаються кошти за оренду приміщення. Це ще 120 тис. грн на рік. Отримаємо первинний економічний ефект у розмірі близько 185 тис. грн на рік.

Схожа ситуація і з Джеспілітовою станцією метрополітену. Взявши середньостатистичну кількість пасажирів за усіма станціями метро м. Дніпропетровська, що дорівнює 15% від мешканців міста 1,2 млн. чоловік, отримаємо на скільки більше пасажирів проходитиме через станцію «Історичний музей». Прогнозовано це 10%. Розрахункова кількість тих, кого приваблює джеспілітове оброблення станції, дорівнює 1200×0,15×0,1 = 18 тис. чоловік. Собівартість перевезення 1 пасажира в метро дорівнює 45 коп. від 50 коп. ціни за квиток. Річний економічний ефект складе 365×18000×0,05 = 328,5 тис. грн.

Організації-партнери. У співпраці з виконавцями роботи зацікавлені геологічні організації України. Співпраця з ними здійснюється у напрямі надання вихідних даних на взаємовигідних умовах. Це Український Державний геологорозвідувальний інститут (Дніпропетровське відділення), Казенне підприємство «Південукргеологія» (м. Дніпропетровськ). Також результати проекту також можуть бути використані проектними та науково-дослідними інститутами, що спеціалізуються на створенні проектів і технологічних схем розробки рудних родовищ, такими як ДПІ «Кривбаспроект», ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут» (м. Кривий Ріг); Український науково-дослідний та проектно-розвідувальний інститут промислової технології (м. Жовті Води); Інститут геотехнічної механіки НАН України (м. Дніпропетровськ) та гірничими підприємствами з підземним видобуванням рудних корисних копалин в Україні: ДАК «Укррудпром», ПП «Криворіжсталь-Міттал Стіл» (м. Кривий Ріг); ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат» (м. Дніпрорудне); ДП «СхідГЗК», ДП «Дирекція», ПП «Схід-Руда» (м. Жовті Води).

У реалізації результатів роботи будуть зацікавлені організації, що спеціалізуються на створенні технологій та виготовленні технічних засобів обробки самоцвітної сировини та декоративних матеріалів, такі як ПП «Новітні технології обробки» і ВАТ «Дніпропетровський каменеобробний завод» (м. Дніпропетровськ), ВАТ «Запоріжабразив» (м. Запоріжжя) тощо.

Список літератури

1. Перспективы добычи крупноблочного облицовочного и художественно-декоративного сырья в Криворожском железорудном бассейне / В.И. Бондаренко, О.В. Колоколов, О.Е. Хоменко, М.В. Нетеча // Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості: Міжнар. наук.-техн. конф. м. Кривий Ріг – 2004. – С. 27-31.

2. Синергетический подход в исследовании производственных процессов при добыче руд подземным способом / О.Е. Хоменко, В.В. Русских, М.В. Нетеча, М.Н. Кононенко, А.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 7. – С. 3-5.

3. Хоменко О.Е. Пути повышения устойчивости обнажений для конструктивных элементов камерных систем разработки // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 1. – С. 3-7.

4. Колоколов О.В., Хоменко О.Є., Нетеча М.В. Технологія видобування джеспіліту на шахтах Криворізького залізорудного басейну // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 7. – С. 3-7.

5. Самоцветы Украины. Джеспилиты / Баранов П.Н., Нетеча М.В., Шевченко С.В., Фощій І.В. та ін. – К.: ЮвелирПРЕСС. Т. 2. – 2006. – 100 с.

6. Нетеча М.В., Шевченко С.В., Баранов П.Н. Геммологическая характеристика декоративных джеспилитов Украинского щита // Науковий вісник НГУ. – 2006. – №1. – С. 40-42.

7. Эффективность обработки и качество полированных поверхностей изделий из джеспилита / Баранов П.Н., Нетеча М.В., Сидорко В.И., Филатов Ю.Д., Скрябин В.В., Крамар В.Г., Филатов А.Ю. // Матер. 6-го междунар. научн.-техн. семин. «Современные проблемы подготовки производства, заготовительного производства, обработки и сборки в машиностроении и приборостроении», 21-23 февраля 2006 г. – г. Свалява. – Киев: АТМ Украины, 2006. – С. 9-13.

8. Джеспилитовая комната: быть или не быть? / Баранов П.Н., Шевченко С.В., Нетеча М.В. и др. // Вестник ювелира Украины. – 2006. – №1. – С. 20-27.

УДК 504.05:622.272.6.001.57

© С.Ф. Власов,
Т.С. Ямнич

ОБОСНОВАНИЕ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ОЦЕНКИ, АНАЛИЗА И ПРОГНОЗА ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ РИСКОВ ПРИ ПОДРАБОТКЕ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Обґрунтовано структуру програмного комплексу, який дозволяє автоматизувати процеси оцінки, аналізу та прогнозування еколого-економічних ризиків та вибору керуючих рішень при експлуатації та закритті шахт Західного Донбасса.

Обоснована структура программного комплекса, позволяющего автоматизировать процессы оценки, анализа, прогнозирования эколого-экономических рисков и выбора управляющих решений при эксплуатации и закрытии угольных шахт Западного Донбасса.

The structure of the program complex that is used for ecological and economic risks evaluation, analysis and prognoses automation is proved in the condition of exploitation and closing of Western Donbass coal mines.

Западный Донбасс является одним из наиболее перспективных угледобывающих регионов Украины в связи с большими запасами угля. Общая площадь месторождения составляет около 12 тыс.кв. км (протяженность до 250 км и ширина до 50 км), что составляет почти третью часть всей площади, занимаемой Днепропетровской областью. На этом месторождении залегает от 5 до 11 угольных пластов, которые имеют среднюю мощность около 0,8-0,9 м. Добычу угля в Западном Донбассе осуществляют 11 шахт объединения «Павлоградуголь». Из всех разведанных запасов в 25 млрд.т на балансе объединения находится около 1 млрд. т [1].

Протяженность разрабатываемой в настоящее время части месторож-дения по простиранию составляет 58 км, а по падению около 10 км, охватывая площадь около 600 кв.км. Значительная часть этой площади приходится на поймы рек, промышленные и гражданские объекты. Запасы под поймами рек составляют 186, 3 млн.т. На территории поверхности шахт «Благодатная», «Павлоградская», «Терновская», «Самарская», им. Сташкова и «Степная» протекает река Самара. Запасы угля в зонах влияния горных работ под охраняемыми объектами: гражданские и промышленные здания и сооружения, железные дороги, трубопроводы и т.д., составляют 412 млн.т. В зону подработки попадает 12 наиболее крупных населенных пунктов, среди которых Терновка, Богуслав и Первомайск.

Влияние подземной выемки полезного ископаемого проявляется в следующих аспектах: сдвижение подработанной толщи совместно с обезво-живанием и дегазацией, образование в горном массиве и на земной поверх-ности зон деформаций растяжения и сжатия, изменение абсолютных отметок стратиграфических горизонтов и параметров гидрографической сети, забола-чивание осевшей поверхности и др. Экологические проблемы усугубятся в связи

с закрытием угольных шахт мокрым способом. В настоящее время закрыта шахта «Первомайская». На очереди шахты «Павлоградская» и «Терновская».

Сложность и непредсказуемость последствий закрытия шахт связана, в первую очередь, с колебаниями уровней водного баланса в гидросфере подземных вод за счет повышения их уровня после отключения насосов в шахте. Указанное повышение уровня вод вместе с оседанием подработанной земной поверхности оказывают существенное влияние на широкий круг экосистем: геомеханических, гидрогеомеханических, гидрогеологических, геоэкологических и т.д.

Вопросами охраны окружающей среды занимаются многие исследова-тели, однако в связи с постоянно изменяющимися условиями выемки изучение этого вопроса не теряет своей актуальности, а обоснование наиболее целесообразных способов минимизации негативных экологических последствий является важной научно-технической задачей для сбережения экосистемы Днепропетровской области.

В настоящее время оценка эколого-экономических рисков на шахтах Западного Донбасса не производится, так как эта задача является многофак-торной и многоплановой, требующей объединения различных областей знаний, таких как, горные науки, экология, экономика, геоинформационные системы и др. Кроме этого, возникает необходимость применения различных методов статистической обработки результатов исследований и моделирования. Поэтому целью настоящей работы является обоснование структуры програмного комплекса прогноза эколого-экономических рисков, вероятность возникновения которых обусловлена техногенным влиянием функционирующих и закрывающихся угольных шахт. Для этого необходимы научные и прикладные основы для моделирования, прогнозирования и оценки рисков, выбор наиболее целесообразных мер с целью принятия решений для проведения рекультивационных и восстановительных работ с учетом региональных, территориальных, технологических и других факторов, связанных с большим количеством конкретных условий.

В целом, оценка, анализ и прогнозирование эколого-экономических рисков сложная и многофакторная задача, которая должна быть решена при помощи комплексного подхода с учетом пространственных, технологических, экологических и экономических параметров. Реализация решения данной задачи целесообразна с использованием современных программных продуктов. Однако все существующие в настоящее время программы направлены на решение узкоспециализированных заданий в таких направлениях, как маркшейдерия, экология, гидрогеология, экономика и многие другие. Поэтому для оптимизации оценки и прогнозирования эколого-экономических рисков было необходимо проанализировать существующие программные продукты, выбрать наиболее оптимальный для использования его в качестве базы разрабатываемого программного комплекса, расширение которого возможно за счет создаваемых модулей и подпрограмм.

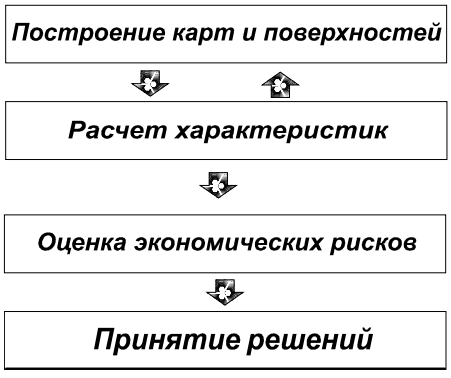


Рис.1. Этапы оценки эколого-экономических рисков

Для начала необходимо разработать алгоритм функционирования и структуру программного комплекса, что позволит оптимизировать процесс его создания.

Алгоритм оценки, анализа и прогнозирования эколого-экономических рисков состоит из нескольких этапов и приведен на рис. 1.

Одной из особенностей этого подхода является доминирующая роль визуализации данных, что подразумевает возможность графического отображения их начальных и расчетных значений на любом этапе проведения работ. Данные, используемые при проведении оценки, анализа и прогнозирования эколого-экономических рисков имеют сложную структуру, так как необходимо производить обработку не только качественных и количественных горнотехнических, экологических и экономических показателей, но и больших массивов пространст-

венной информации. Она используются для построения трехмерных цифровых моделей исследуемых поверхностей и двухмерных карт.

Алгоритм решения поставленной задачи имеет следующую структуру. В первую очередь создается файл с данными о разведочных скважинах, полученных в процессе полевых работ по электронным или бумажным картам. На этом этапе в файл заносятся данные о трехмерных координатах устья скважин, глубине залегания почв угольных пластов и поверхности грунтовых вод, координаты целиков для каждого пласта и земельных участков различного типа целевого использования. По этим результатам строятся исходные модели земной поверхности, угольных пластов и поверхности грунтовых вод, карты целиков и земель. Основными являются:

– земная поверхность (именно с ней в дальнейшем сравниваются поверхности, полученные в процессе прогнозирования возможного её оседания после выемки угольных пластов);

– поверхность грунтовых вод (используется для определения территорий возможного затопления);

– карта земель (используется для оценки ущерба, нанесенного земельному фонду угледобывающими предприятиями).

Остальные поверхности используются для более детального и наглядного анализа.

На следующем этапе, используя информацию об очередности выемки угольных пластов, их вынимаемой мощности и расположении целиков, с применением методики расчета опускания земной поверхности [2] вычисляется непосредственно величина опускания поверхности

$$\eta = 0{,}9 \cdot m \cdot \cos(\alpha),$$

где η – оседание земной поверхности, м;

m – вынимаемая мощность, м;

α – угол падения пласта, град.

Полученные значения используются для расчета высотных отметок поверхностей опускания после последовательного изъятия каждого из угольных пластов. При этом оседания суммируются, и на последнем этапе положение земной поверхности будет соответствовать её положению после закрытия шахты.

Необходимо отметить, что каждая поверхность оседания сравнивается с поверхностью грунтовых вод. Это позволяет:

– определить, после выемки какого пласта грунтовые воды выйдут на поверхность;

– построить карты затопления земель на каждом этапе угледобывающих работ и на момент закрытия шахты;

– вычислить площадь затопленных земель;

– вычислить объем грунта, необходимого для проведения восстановительных и рекультивационных работ.

Полученные количественные показатели вместе с экономическими заносятся в базу для дальнейшего использования в процессе принятия решений.

Комплексный анализ земной поверхности, поверхностей опускания, карт затопления и земель позволяет получить экономическую оценку ущерба земельному фонду и необходимые качественные и количественные показатели для принятия управляющих решений по восстановительным и рекультивационным работам. Оценка ущерба основывается на утвержденной Кабинетом Министров Украины 15 февраля 2002 г. №175 методике оценки последствий чрезвычайных ситуаций техногенного и природного характера, которая разработана для определения размера убытков, нанесенных здоровью людей и объектам национальной экономики [3].

После проведения всех указанных этапов в базе данных сохраняются количественные и качественные показатели эколого-экономических рисков. Эти данные обрабатываются и на их основе выполняется формирование набора управляющих решений, которые позволят оп-

тимизировать процесс рекультивационных работ. Исходя из того, что рекультивация – комплекс организационных, технических и биотехнических мероприятий, направленных на восстановление почвенного покрова, улучшение состояния и продуктивности нарушенных земель, мероприятия по рекультивации должны быть выбраны с учетом определения следующих факторов:

– периода необходимого проведения данных мероприятия;

– способа рекультивации (горнотехническая и/или биологическая) для конкретного участка;

– места складирования и хранения снятого почвенного слоя;

– параметров техногенного ландшафта;

– направления рекультивации, целесообразной на конкретном участке, исходя из эколого-экономических показателей;

– толщины слоя грунта и плодородной почвы, которые необходимо отсыпать при проведении горнотехнической рекультивации для каждого направления;

– варианта горнотехнической рекультивации и стоимости его реализации.

Для выполнения указанных работ была разработана структура программного комплекса, приведенная на рис.2.

Как видно из рис. 2, в состав программного комплекса входят четыре блока. Первый блок используется для ввода информации и своевременного обновления базы данных. Ввод данных производится подпрограммой, которая считывает информацию из текстового файла, сформированного на этапе мониторинга, и заносит их в базу. Однако пользователь может не использовать данный блок и вносить данные вручную. Но так как количество разведочных скважин на территории шахтного поля довольно велико, а исследуемых параметров несколько, то процесс ручного ввода займет много времени.

Далее следует блок оценки эколого-экономических рисков. Как указывалось ранее, он используется для анализа полученных данных, прогноза и оценки возможных эколого-экономических рисков. Он позволяет определить не только максимальную величину рисков, которые могут возникнуть после закрытия шахты, но и спрогнозировать, на каком этапе горных работ они могут появиться и какова их начальная величина.

Полученные результаты анализируются с целью определения мероприятий по снижению ущерба от функционирования и закрытия угледобывающих предприятий.



Рис. 2. Структурная схема программного комплекса

Графический блок используется для отображения данных и результатов вычислений на любом этапе применения программного комплекса.

Он позволяет моделировать земную поверхность, поверхности угольных пластов, осе-

дания и грунтовых вод при выемке каждого пласта, карты целиков, земель по типу целевого использования, затопления для проведения визуального анализа.

Разработанная структура программного комплекса позволила сформулировать следующие требования к базовому программному продукту:

– наличие собственной или возможность подключения к отдельным базам данных;

– возможность изменения и дополнения программного кода;

– наличие графического инструментария, который может быть использован для построения плоскостей, поверхностей и изолиний.

– поддержка многослойных изображений;

– возможность получения информационной поддержки от разработчиков.

Проведенный с учетом данных требований анализ пакетов SurvCADD 2000, GeoniCS, САМАРА, AutoCAD MAP и др. позволил выбрать в качестве базового программный комплекс САМАРА, который не только удовлетворяет поставленным условиям, но и предоставляет дополнительные практические возможности.

САМАРА-CAD/GIS – система автоматизации маркшейдерских работ, разработка которой была начата в 1996 г. сотрудниками «Лаборатории комплексных технологий» в г. Павлоград. Непосредственное участие в разработке принимали специалисты геолого-маркшейдерских служб предприятий ОАО «Павлоградуголь».

Основой для использования программного комплекса является универсальная система автоматического проектирования AutoCAD, что обеспечивает более эффективное внедрение САМАРА. Таким образом, САМАРА является набором ряда программных модулей и функций, которые дополняют платформу, позволяя решать специализированные геолого-маркшейдерские задачи.

Система САМАРА позволяет производить:

1. Обработку данных полевых измерений.
2. Графическое отображение и документирование результатов.
3. Моделирование и анализ геометрии горных выработок.
4. Создание информационно-поисковой базы данных объектов модели.
5. Обработку геологической информации.
6. Моделирование и анализ геологических образований.
7. Подготовку графической документации различного масштаба и назначения и т.д.
8. Моделирование состояния экосистемы до и после проведения горных работ.
9. Анализ динамики изменения уровня грунтовых вод.
10. Оценку ущерба, нанесенного землям различного целевого назначения.
11. Расчеты объемов и площадей потерянных земель.
12. Интеграцию реализуемой при помощи САМАРА технологии с известными CAD и ГИС-технологиями.

Среди более чем 4000 официально зарегистрированных приложений к AutoCAD существуют системы, расширяющие технологию САМАРЫ. Это обстоятельство обеспечивает широкие возможности обмена графическими данными с другими графическими (и не графическими) системами.

Однако одной из самых важных является возможность трехмерного моделирования и анализа объектов в пространстве, что позволяет повысить степень восприятия графической информации и более подробно исследовать рассматриваемые процессы и явления.

Еще одним преимуществом является наличие собственной базы данных, а также возможность подключения собственных программных модулей для решения определенных прикладных задач.

Выводы. В статье обоснована структура программного комплекса, позволяющего автоматизировать процессы оценки, анализа, прогнозирования эколого-экономических рисков и выбора управляющих решений. Сформулированы основные требования к базовому программному продукту. На основании проведенного анализа программных пакетов обоснована целесообразность использования в качестве базовой платформы системы САМАРА.

Список литературы

1. Четверик М.С., Андрощук Е.В. Теория сдвижения массива горных пород и управление деформационными процессами при подземной выемке угля. – Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL», 2004. – 148 с.

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

3. Постанова Кабінету Міністрів України №175 від 15.02.02 «Про затвердження методики оцінки збитків від наслідків надзвичайних ситуацій техногенного і природного характеру.

УДК 622.013

© Н.В. Перетятько,
Е.И. Логачёв

ВЛИЯНИЕ РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ ВЫПУСКНЫМИ ОТВЕРСТИЯМИ НА ПОКАЗАТЕЛИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С МАССОВЫМ ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ

Розглянута динаміка зміни вмісту заліза в рудній масі, що випускається, при зміні співвідношення між висотою заваленого шару руди й відстані між координатами закладення випускних отворів.

Рассмотрена динамика изменения содержания железа в выпускаемой рудной массе при изменении соотношения между высотой обрушенного слоя руды и расстояния между координатами заложения выпускных отверстий.

Dynamics of change of the maintenance of iron in the let out ore weight is considered at change of a parity between height of the brought down layer of ore and distance between coordinates location final apertures.

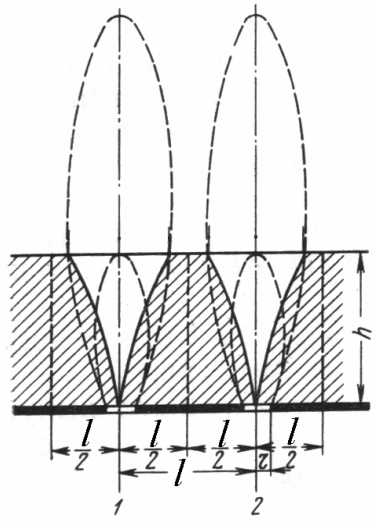


Рис. 1. Схема выпуска руды из смежных выпускных отверстий

На ряде горнодобывающих предприятий Криворожского железорудного бассейна, ведущих добычу полезного ископаемого подземным способом на глубинах свыше 1000 м, наметилась негативная тенденция, заключающаяся в снижении качества выпускаемой рудной массы из блоков. Причиной этого неблагоприятного явления могут быть как несоответствие гранулометрического состава обрушенной буровзрывным способом руды, размерам кусков налегающих пород, так и сравнительно малая высота обрушаемого слоя руды при увеличенном расстоянии между центрами выпускных отверстий. В первом случае, если налегающие породы имеют меньший диаметр, чем руды, возникает процесс фильтрации, который снижает объём извлекаемой чистой руды из выпускного отверстия до начала засорения. Во втором случае диспропорция между высотой обрушенной руды и сеткой расположения выработок приводит к пересечению фигур выпуска и дополнительному боковому засорению руды, пустыми породами со стороны смежных выпускных отверстий, что в конечном счёте, приводит к уменьшению объёма чистой руды, добытой из блока.

Снижение качества рудной массы, добытой из очистно-

го блока, существенно снижает для ряда шахт вероятность реализации своей продукции, на внутреннем и внешнем рынках по ценам, позволяющим оправданно отрабатывать залежи полезного ископаемого на сверхглубоких горизонтах.

В связи с вышесказанным обоснование технических параметров очистных работ, которые позволят увеличить объём чистой руды, добываемой до начала засорения, в системах разработки с массовым обрушением руды и вмещающих пород, является весьма актуальным.

Эффективность управления качеством выпускаемой руды при системах разработки с массовым обрушением в значительной степени зависит от учёта степени изменения содержания железа на различных стадиях процесса выпуска в зависимости от конструктивных особенностей и технологических параметров систем.

К основным элементам систем разработки с обрушением, прежде всего относятся: высота подэтажа, расстояние между осями выпускных отверстий и их диаметр [1-3]. Согласно исследованиям для обособленно действующего выпускного отверстия (рис. 1) извлечение чистой руды до начала засорения определяется как отношение объёма эллипсоида выпуска к объёму параллелепипеда, приходящегося на данное выпускное отверстие.

В случае пересечения областей влияния смежных выпускных отверстий величина извлечения чистой руды до начала засорения определяется из выражения, доли ед.

$$U = 1 - \frac{0{,}476 - 1{,}52\dfrac{r^2}{l^2}}{\dfrac{h}{l}\sqrt{1-\varepsilon^2}},$$

где h – высота слоя обрушенной руды, м; l – расстояние между осями выпускных отверстий, м; r – радиус выпускного отверстия, м; ε – эксцентриситет эллипсоида выпуска.

В данном выражении увеличение величины $\frac{h}{l}$ также приводит к росту объёма добытой чистой руды.

Анализируя вышеприведенную зависимость, легко заметить, что для увеличения извлечения чистой руды из блока необходимо либо увеличить слой обрушенной руды, или уменьшить расстояние между осями выпускных отверстий. В случае постоянной высоты слоя, находящегося выше горизонта воронок, имеет смысл увеличивать отношения $\frac{h}{l}$ и $\frac{r}{l}$, при этом естественно уменьшая величину l и увеличивая r.

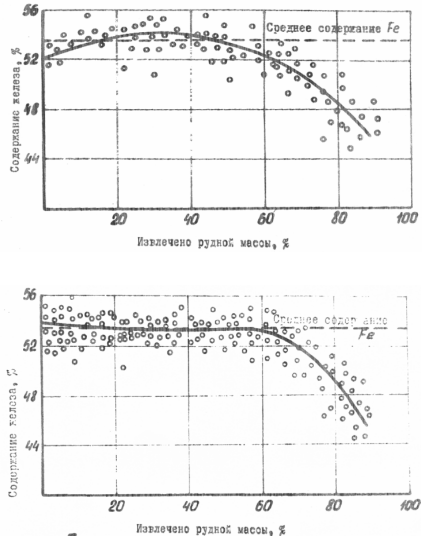


Рис. 2. Динамика изменения содержания железа в рудной массе в процессе выпуска при соотношении $h/l = 5-6$ (а) и $h/l = 6-7$ (б). Содержание железа в рудном массиве и в засоряющих породах соответственно 53-54% и 30-32%

Представляет интерес установить степень снижения качества добываемой руды в зависимости от изменения $\frac{h}{l}$ для систем разработок используемых при добыче руд в Криворожском железорудном бассейн.

Общеизвестно, что в зависимости от высоты h подэтажа и расстояния l между координатами выпускных выработок, выпуск может протекать обособленно над каждым выпускным отверстием, когда высота обрушенного слоя руды меньше критической высоты и при взаимном пересечении областей влияния выпускных отверстий. Статистическая обработка результатов выпуска руды осуществлялась, прежде всего, для панелей (участков), блоков мощных залежей, имеющих вертикальный контакт с отрабатываемой смежной панелью. При этом высота обрушаемого рудного массива (высота подэтажа) составляла 30-40 м, а расстояние между смежными центрами выпускных отверстий изменялось от 5 до 7 м. Высота обрушенного слоя исследуемых панелей превышала критическую высоту. В таких условиях извлечение

чистой руды до начала разубоживания, характер и интенсивность разубоживания зависят от отношения высоты обрушаемого слоя к расстоянию между выпускными отверстиями, кусковатости руды и засоряющих пород.

На рис. 2 приведена установленная нами динамика изменения содержания железа в рудной массе в процессе выпуска при соотношении высоты подэтажа к расстоянию между центрами выпускных отверстий соответственно 5-6, 6-7, 7-8 при содержании железа в рудном массиве и засоряющих породах 53-54% и 30-32%.

Анализ полученных результатов показывает, что при выпуске руды до начала засорения происходит колебание содержания железа по сравнению со средним в целом по массиву панели в пределах 0,4-2,4%, это обусловлено наличием в рудном массиве некоторых панелей включений пустых пород и преждевременным началом засорения руды в отдельных дучках в результате неравномерного выпуска руды.

Как свидетельствуют данные рис. 2 последний вариант условий выпуска наиболее предпочтительный, так как реализуемый объём чистой руды обеспечит шахте большую прибыль. В техническом плане соблюдение условия $\frac{h}{l}$=7-8 достигается при фиксированной высоте подэтажа 30-40 м, формированием расстояния между координатами заложения выпускных выработок в пределах 4-5 м. В случае, если скажем, по условиям устойчивости приёмных выработок днища, расстояние между выпускными выработками принято 6 м, следует высоту подэтажа (высоту обрушаемого слоя руды) увеличить на стадии проектных работ до 40-45 м.

Список литературы

1. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 1968. – 308 с.

2. Терпогосов З.А. Основание блоков и механизация выпуска руды. – М.: Недра, 1977. – 182 с.

3. Куликов В.В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.

УДК 622.85 © В. М. Ивашин

МИРОВАЯ ТЕНДЕНЦИЯ РАЗВИТИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА В XXI ВЕКЕ

Наведено інформацію про розвиток паливно-енергетичного комплексу у світі в XX ст., про світову тенденцію зростання видобутку і споживання вуглеводних джерел, атомної і гідроенергії в XXI ст., вишукуваннях нових нетрадиційних видів енергії. Дано оцінку сучасному передкризовому стану ПЕК і ресурсам в Україні та пропозиції виходу з нього.

Представлена информация о развитии топливно-энергетического комплекса в мире в XX в., о мировой тенденции роста добычи и потребления углеводородных источников, атомной и гидроэнергии в XXI в., изысканиях новых нетрадиционных видов энергии. Дана оценка современному предкризисному положению ТЭК и ресурсам в Украине и предложения выхода из него.

The information about development of a fuel and energy complex in the world in XX century is presented, about the world growth tendency of extraction and consumption of hydrocarbonic sources, nuclear and hydraulic power in XXI century, researches of new nonconventional kinds of energy. An estimation of modern precritical position of fuel and energy complex and resources in Ukraine and offers of an exit from it are given.

Важнейшей проблемой, всегда волнующей мировое сообщество и играющей зачастую определяющую роль в международных отношениях, является обеспеченность человечества энергетическими ресурсами. Об этом рельефно свидетельствуют конфликтные события в мире конца XX и начала XXI в.

Около трех столетий, с начала промышленной революции в Европе главным энергоносителем в мире был (вместо древесного) ископаемый уголь, добыча которого велась с нарастающими темпами. Объем мировой угледобычи в XIX в. увеличен более чем в 50 раз и составил 750 млн. т/год, и к концу века он стал прочным фундаментом мировой экономики [1].

Основным видом топливно-энергетических источников для мировой экономики оставался он и в начале XX в. (94,4%), преобладая в структуре мирового потребления первичных источников энергии до конца 60-х годов (51,0%) [2]. Причем, объемы добычи и потребления ископаемого угля продолжали увеличиваться в течение всего XX столетия (кроме военных лет) и особенно в послевоенные годы, когда была огромная потребность в нем при восстановлении промышленности во многих странах мира, пострадавших в период второй мировой войны. Это свидетельствовало о высоком потенциале его энергетической надежности и эффективности.

Во второй половине XX в. начался интенсивный процесс декарбонизации топливно-энергетического баланса (ТЭБ) – вытеснения и замещения ископаемого угля менее отходными жидким и газообразным топливом, атомной и другими видами энергии. Если в 1900 г. в структуре мирового потребления источников энергии нефть составляла 3,8%, то с 1970 г. она заняла первую позицию и к 2000 г. составила 34,1%, а уголь – 29,6%, газ – 26,5% [2]. Ископаемая нефть в XX в. стала геополитическим фактором мировой экономики, что весьма заметно проявляется и в начале XXI в. Как считают некоторые «специалисты», «эра» ископаемого угля завершается. Однако тенденция потребления его в первом десятилетии XXI в. свидетельствует об обратном.

В истории угольной промышленности Западной Европы в XX в. отмечен период (60-80 гг.), когда началось сокращение добычи угля, закрывались нерентабельные шахты, сворачивались другие производства. В настоящее время значительно сократилась угледобыча в одних странах (Великобритания, Германия и др.), полностью прекратилась в других (Бельгия, Голландия), на грани этого в третьих (Франция, Испания и др.). Однако потребление угля в этих государствах практически не уменьшилось, вырос импорт его из стран с развивающейся этой

отраслью (Австралия, ЮАР, Индия, Индонезия, Россия, США). Подобное происходило во многих странах Восточной Европы в 90-х годах XX в. Из-за мучительного процесса реструктуризации угольной промышленности, некоторые из них, как Украина, не вышли из этого состояния и до настоящего времени [3]. Однако мировая добыча угля в 2000 г. по сравнению с 1900 г. возросла примерно в 6 раз и составила 4535,7 млн. т, потребление его за это время выросло с 700 до 3670 млн. т условного топлива.

В отличие от большинства западных держав в бывш. СССР уголь никогда не «списывался» в разряд бесперспективных. Крупномасштабные проекты постоянно направлялись на развитие отрасли. Начало 50-х годов для страны – это время экстремального развития на базе тяжелых отраслей промышленности и, прежде всего, топливно-энергетического комплекса. Для угольной отрасли начался «золотой век» в ее развитии, который продолжался более трех десятилетий. Этот период сопровождался непрерывным ростом угледобычи, наращиванием производственных мощностей предприятий, повышением их технического уровня, совершенствованием технологии горных работ и применением рациональной организации производства, труда и управления. В 1958 г. страна вышла на первое место в мире по объему добычи угля и удерживала преимущество до 1980 г. В рассматриваемом периоде развития угольной промышленности СССР в 1988 г. был достигнут наивысший уровень добычи за всю ее историю – 771,8 млн. тонн, или 17,2% мирового производства угля. Тогда по добыче Союз занимал третье место в мире (в 1900 г. Россией добыто 11,92 млн. т, или 1,5% мировой). На первом месте был Китай (956 млн. т), на втором – США (863,7 млн. т) [1].

Наряду с углем постоянно наращивалось производство нефти в стране. В 70-х годах при среднегодовом приросте 23 млн. т в 1981 г. объем добычи составил 613 млн. т, или четвертую часть мировой. Это был самый продуктивный период отрасли в бывш. СССР, занимавшим тогда первое место в мире по производству «черного золота». Такими высокими темпами развивалась и газовая промышленность в 70-80 годы, когда ежегодная прибавка равнялась в среднем 40 млрд. $м^3$ газа. В 1986 г. общая добыча достигла 686 млрд. $м^3$, что составляло третью часть мирового объема [3].

После незначительного спада в конце XX в., начиная с 2000 г. определилась устойчивая тенденция роста добычи угля во многих странах, относящихся к большим экспортерам и потребителям этого топлива, и в целом в мире. Мировой объем его в 2005 г. составил **5772,0 млн. т**, что на 27,3% выше уровня 2000 г. В Китае вырос в 2 раза и достиг 2325 млн. т в год. Выросла за эти годы XXI в. и мировая добыча нефти и природного газа и составила3,5 млрд. т и 3,1 трлн. $м^3$ газа.

К числу таких стран относится и Россия. При огромных разведанных запасах нефти и природного газа (соответственно13 и 36% мировых) угледобыча ежегодно растет и в 2006 г. составила 309,0 млн. т, что на 20% выше по сравнению с 2000 г. За это же время прирост производства нефти и конденсата в стране составил 48,5%, газа – 13%, или годовые объемы составили 480 млн. т и 656 млрд. $м^3$ соответственно (табл. 1). Причем по добыче газа Россия вышла на первое место в мире. По оценкам ВНИГРИ, при современных темпах добычи нефти и газа обеспеченность России разведанными и прогнозными ресурсами составляет по нефти более 100, по газу –200, по углю – более 500 лет [1]. Из тех же источников следует, что в России доказанные запасы газа составляют 48000 млрд. $м^3$, что больше 40% мировых, или первое место в мире. Добываемый газ экспортируется в 30 стран Европы [1].

Наряду с развитием производства углеводородных энергоисточников в России намечается к 2030 г. построить 40 атомных энергоблоков взамен 39 действующих, вырабатывающих свой энергоресурс. По заявлению председателя Госатомэнерго, в настоящее время уровень ее производства в стране составляет 15% (телеканал «Россия», 01.07.06 г.).

Кроме того, осуществляются работы по расширению применения в различных отраслях хозяйствования геотермальной энергии, в том числе на тепловых электростанциях на Камчатке (Паужесткая и др.), ветровой (бывш. СССР был пионером в строительстве ВЭС), солнечной энергии. Практическое применение последней лимитируется, прежде всего, уровнем развития инженерно-технических средств улавливания, аккумулирования и преоб-

разования солнечной радиации в тепловую. Над этим и решением других проблем, связанных с энергетикой, работают ученые физико-технологического института им. А. Ф. Иоффе в Санкт-Петербурге.

Таблица 1

Добыча энергоресурсов в России в XXI в.

Годы	Природный и попутный газ, млрд. $м^3$	Нефть и конденсат, млн. т	Уголь, млн. т
2000	584,0	323,1	257,9
2001	581,0	348,1	269,3
2002	591,0	379,6	253,4
2003	620,0	421,3	276,5
2004	632,6	459,3	284,1
2005	641,0	470,0	298,3
2006	656,0	480,0	309,0

Как отметил президент России на международном экономическом саммите, состоявшемся в Санкт-Петербурге 13 июня 2006 г., российскими учеными проводятся исследования по разработке водородной и термоядерной энергии, биоэнергетики, наноэнергетики и т.п.

В Новосибирске разработана и функционирует экспериментальная солнечно-ветряная электростанция, стоимость вырабатываемой электроэнергии на которой в десятки раз меньше, чем на ТЭС, ведутся работы по расширению (строительству) таких ЭС в других регионах страны.

Российскими учеными-физиками открыт новый альтернативный источник энергии от невидимого красного излучения – света звезд. Разработанные на использовании этого источника звездные батарейки (видеоэлектрики) могут работать круглые сутки. Этот способ получения энергии особенно актуален в условиях длительной полярной ночи.

В целях стимулирования научно-исследовательских работ в ноябре 2002 года в России создан комитет по международной премии «Глобальная энергия», которая ежегодно присуждается за выдающиеся достижения в области энергетики.

На специальной встрече представителей стран Евросоюза, России, США, Японии, Франции, Южной Кореи и Индии, которая проходила в Париже 21 ноября 2006 г., достигнута договоренность о строительстве экспериментального международного термоядерного реактора (ТЯР) на юге Франции с окончанием работ к 2037-2040 гг. Кстати, идея о таком реакторе (1968), исследования и первые экспериментальные наработки принадлежат институту атомной энергии им. Курчатова в России.

В настоящее время мировая атомная энергия, которая производится более чем 30-ю странами, приобретает широкомасштабное развитие – намечается построить от 300 до 600 атомных энергоблоков до 2025 г. (телеканал «Россия», 20.03.07 г.). По заявлению руководителя департамента атомной энергетики, в российском Ангарске создается международный центр по обогащению урана для атомных электростанций.

В мировой экономике в целом, в том числе и при выработке электроэнергии, используют примерно 80-85% ископаемых энергоресурсов. Прогнозы специалистов свидетельствуют, что и в течение ближайших десятилетий XXI в. жизненно важную роль в ней будут играть те же ПЭР, которые привели к прогрессу человечества в XX в.

Согласно прогнозам Мирового энергетического агентства (МЭА) в мировом производстве электроэнергии основным первичным энергетическим ресурсом является ископаемый уголь, и его потребление в этих целях в ближайшие 10-15 лет (XXI в.) увеличится до 41%. Уже сегодня уголь – основа электроэнергетики во многих странах. Так, в Польше из него вырабатывается 96% всей электроэнергии, в ЮАР – 90%, Австралии – 85%, Китае – 80%, Чехии – 70%, Индии – 70%, США – 58%[4].

С точки зрения долгосрочных и глобальных позиций мировой энергетической безопасности самым надежным ПЭР остается ископаемый уголь. За ним остаются следующие приоритетные начала: мировые запасы превышают запасы других первичных энергоносителей (на долю угля приходится более 80%, нефти и газа – 17%); географически ресурсы ископаемого угля распространены очень широко – более чем в 80 странах мира; относительная дешевизна угля по сравнению со стоимостью заменителей; удобство при транспортировке на дальние расстояния и экологичность при этом. Органика ископаемого угля пригодна не только для производства тепла и электроэнергии, но и для получения широкого ассортимента ценных химических продуктов, включая и различные синтетические заменители жидкого топлива (мазуты, котельное и моторное топливо и т.п.) [1]. Если учесть, что только 1-2% добываемого угля используется непосредственно химической промышленностью, то просматривается огромная перспектива его применения в мировой экономике. Последние исследования и достижения в области его использования еще убедительнее подтверждают перспективу в развитии угольной отрасли.

Из материалов Всемирного горного конгресса и выставки «EXPO-2005», который проходил в Турции в 2005 г., где обсуждено 156 докладов участников многих стран, следует, что уголь в конкуренции с нефтью, газом и атомной энергией не утратил свою ценность и развивающуюся перспективу.

Исходя из опыта развитых стран мира, где основной объем электроэнергии вырабатывается на природном угле, специалисты прогнозируют, что особенностью первых десятилетий XXI в. станет последовательная переориентация тепловых электростанций с природного газа на ископаемый уголь [1]. В России в ближайшем пятилетии и более отдаленные периоды ТЭК будет развиваться за счет атомной энергетики и тепловых электростанций, работающих на угле, как отметил министр промышленности и энергетики в интервью корреспондентам телеканала «Россия», 13.12.2006 г.).

К сказанному следует добавить основные положения и выводы из анализа развития мировой энергетики за 2005 год в сравнении с 2004 г., который выполнила компания «Бритиш Петролеум» и опубликовала 14 июня 2006 г. в ежегодном «Статистическом обзоре мировой энергетики».

Общее мировое потребление первичных энергоносителей (ПЭН) в 2005 г. увеличилось на 2,7% по сравнению с 4,4% в 2004 г. Несмотря на снижение **темпов** роста в 2005 г., они оставались выше среднего уровня за предыдущие 10 лет. Замедление началось в 2004 г., причем происходило по всем регионам мира и всем энергоносителям. В США суммарное потребление ПЭН незначительно снизилось, на долю Китая в 2005 г. пришлось более половины всего мирового прироста потребления энергоносителей.

За 2005 г. объемы мирового потребления нефти выросли на **1,3%** по сравнению со значительным ростом (на 3,6%) в предыдущем году. По прогнозам руководства мировой нефтяной компании «Тоталь» (Франция, июнь 2006 г.), при современных тенденциях роста потребления пик производства нефти следует ожидать в 2020 г.

Мировое потребление природного газа в 2005 г. возросло на **2,3%**, что меньше, чем в 2004 г., но близко к среднегодовому темпу роста за последние 10 лет. США, являющиеся самым крупным потребителем газа, сократили использование на 1,5%. В Великобритании снизилось на 2,2%. В остальных регионах и странах потребление газа возросло на 3,8%, особенно в Китае, Индии, Южной Европе.

В 2005 г. темпы роста потребления **угля были самыми высокими (5%)** по сравнению с другими ПЭН и вдвое превышали среднегодовые за последние 10 лет. На долю Китая приходится 80% мирового прироста потребления.

Потребление атомной энергии в 2005 г. увеличилось на 0,6% (табл. 2). Мировая выработка гидроэлектроэнергии в 2005 г. выросла на 4,2%. Наибольший рост был достигнут в Китае – 13,7%.

Таблица 2

Мировое потребление первичных энергоносителей,
млн. т нефтяного эквивалента

Страны	2004 г.					2005 г.				
	нефть	прир. газ	уголь	АЭ	всего	нефть	прир. газ	уголь	АЭ	всего
США	948,8	580,5	566,2	187,8	2344,7	944,6	570,1	575,4	185,9	2336,6
Канада	100,6	83,4	30,5	20,5	311,4	100,1	82,3	32,5	20,8	317,5
Китай	318,9	35,1	978,2	11,4	1423,5	327,3	42,3	1081,9	11,8	1554,0
Япония	241,4	70,9	120,8	64,7	520,8	244,2	73,0	121,3	66,3	524,6
Индия	120,2	29,5	203,7	3,8	376,1	115,7	33,0	212,9	4,0	387,3
Индонезия	54,7	33,2	22,1	-	112,1	55,3	35,5	23,5	-	116,4
Южн. Корея	104,9	28,4	53,1	29,6	217,3	105,5	30,0	54,8	33,2	224,6
Тайвань	41,7	9,2	36,8	8,9	98,1	41,6	9,6	38,2	9,0	100,3
Австралия	38,8	22,8	52,4	-	117,6	39,7	23,1	52,2	-	118,7
Мексика	85,2	43,8	7,0	2,1	143,8	87,8	44,6	6,0	2,4	147,2
Бразилия	81,9	17,1	12,8	2,6	187,0	83,6	18,2	13,5	2,2	194,5
Саудовская Аравия	83,7	59,1	-	-	142,8	87,2	62,6	-	-	149,8
ЮАР	24,8	-	94,5	3,4	123,6	24,9	-	91,9	2,9	120,5
Франция	94,0	40,1	12,8	101,7	263,4	93,1	40,5	13,3	102,4	262,1
Германия	124,0	77,3	85,4	37,8	330,7	121,5	77,3	82,1	36,9	324,0
Италия	89,7	66,2	17,1	-	184,3	86,3	71,1	16,9	-	183,9
Польша	21,1	11,8	57,3	-	90,9	21,9	12,2	56,7	-	91,7
Великобритания	81,7	87,3	38,1	18,1	227,0	82,9	85,1	39,1	18,5	227,3
Испания	77,6	24,7	21,0	14,4	145,5	78,8	29,1	21,4	13,0	147,4
Бельгия и Люксембург	38,4	14,9	6,4	10,9	71,1	39,5	15,2	6,4	11,1	72,7
Россия	128,5	361,7	106,8	32,7	670,5	130,0	364,6	111,6	33,9	679,6
Украина	13,9	65,6	38,1	19,7	139,9	13,9	65,6	37,4	20,1	139,7
Казахстан	9,0	13,9	26,5	-	51,2	10,0	16,0	27,2	-	55,2
ИТОГО	3798,6	2425,2	2798,9	625,1	10291,0	3836,8	2474,7	2929,8	627,2	10537,1

Примечания: 1) нефтяной эквивалент – условное топливо с теплотой сгорания 10000 ккал/кг; 2) в таблицу включены ведущие страны, в итог – все страны мира

Необходимо сказать о некоторых показателях, приведенных в «Прогнозе международной энергетики 2006 г.», который опубликован Администрацией энергетической информации Министерства энергетики США 20 июня 2006 г. В частности отмечается, что за период с 2003 до 2030 гг. **ежегодные темпы роста объемов потребления угля впервые превысят темпы** роста потребления природного газа, особенно в электроэнергетике и составят за этот период **2,5** и 2,4% соответственно. Мировое потребление угля в 2030 г. достигнет **9581** млн. т. Наибольший рост использования угля (в 3 раза) произойдет в Китае, имеющем большие запасы этого энергоносителя, но располагающем ограниченными запасами нефти и природного газа [5].

Необходимо отметить о прогнозах запасов первичных источников энергоресурсов в мире. Определенные опасения о будущих поставках нефти вызывает истощение открытых ранее месторождений нефти в США, Северном море и резкое сокращение ресурсов ее в Мексике. За последнее время годовые темпы увеличения запасов нефти снизились с 30% в 1985-1995 гг. до 0,55% в 2005 г. Некоторое улучшение баланса запасов нефти частично объясняется увеличением оценок нефтяных ресурсов в Иране и России.

По данным компании «Бритиш петролеум» при современных объемах добычи достоверных запасов нефти хватит на 41 год, природного газа – на 65 лет, угля – на 155 лет, а в США, где сконцентрировано 27% мировых запасов угля, – почти на 240 лет (по другим источникам – на более длительный период) [5].

Энергетическая «стратегия» в Украине значительно отличается от тенденции развития топливно-энергетического комплекса в ведущих странах и мира в целом. Определенные усилия и направленность ее определяется, на наш взгляд, не объективными факторами, например, наличием энергетических ресурсов и состоянием экономики страны, а человеческим фактором с заметным политическим оттенком, усугубляющим экономическое положение страны. Это привело к кризису, обострившемуся в конце 2005 г., при наличии огромных собственных энергоресурсов по углю.

В Украине до 90-х годов XX в. топливно-энергетическому комплексу придавалось первостепенное значение, и зависел он в основном от положения в угольной промышленности. Последняя, как и в целом в бывш. Союзе, развивалась ускоренными темпами в направлении наращивания производственных мощностей за счет строительства новых и реконструкции действующих шахт, совершенствования способов подготовки шахтных полей и систем разработки, внедрения научно-технического прогресса и передового опыта.

Необходимо особо отметить, что отрасль в течение всей истории становления, особенно в советский период, развивалась при постоянном внимании и поддержке со стороны правительства как Украины, так и бывш. СССР. Это выражалось в выделении госбюджетных средств в объемах, необходимых для капитального строительства, технического перевооружения предприятий, охраны труда, в поддержке новаторских традиций, чем особенно выделялись шахты Донбасса, в моральном и материальном стимулировании труда шахтеров. Достаточно сказать, что в 60-80 годы за разработки в области горной науки и техники, внедрение их на угольных предприятиях Донбасса и достижение при этом высоких производственных показателей представителям науки и производственникам присуждены три Ленинских и более 30-ти Государственных и Совета Министров СССР премий. Только до 1967 г. звание Героя Социалистического труда получили 207 горняков Украины.

В период широкого применения механизированных комплексов (1965-1975), определивших новый этап в технологии очистной выемки угля, комплексной механизации подготовительных работ, конвейеризации подземного транспорта, технического обновления других технологических звеньев угледобычи были созданы условия для достижения высоких нагрузок на очистной забой. Это породило движение коллективов бригад «тысячников», затем – «миллионеров», число которых в 1976 г. увеличилось до 140 и обеспечивших четвертую часть годовой добычи угля. Объем последней достиг рекордной величины в Украине – 218,2 млн. тонн, что составило 30,7% угледобычи по Союзу в том же году (711,5 млн. т).

Следует отметить, что многие «тысячники» достигали высоких результатов в тот период, отрабатывая маломощные и весьма тонкие (0,7 м) пласты. В XXI в. такие случаи в отрасли отсутствуют.

В течение следующего десятилетия (1977-1987) отрасль находилась на достаточно высоком уровне по основным показателям, и объем добычи составлял 217,1 – 192,0 млн. т. В период демократических перестроечных событий в стране и других возникших сопутствующих им факторов родилась забастовочная волна среди шахтеров, что привело к падению производства угля до 135,6 млн. т в 1991 г.

Последовавший распад Советского Союза привел к структурному техническому и экономическому кризису в Украине и, как следствие, дальнейшему резкому снижению уровня угледобычи до 94,4 млн. тонн в 1994 г.

Решение Правительства независимой Украины сделать угольную промышленность бездотационной в сжатые сроки и последовавшая в 1995 г. реструктуризация ее, которая началась с поспешной повальной ликвидации шахт, в том числе потенциально производительных даже с подготовленными высококачественными запасами угля, и даже отдельных угледобывающих регионов без предварительного научно-технического обоснования и проектов, при отсутствии мер по социальной защите высвобождаемой многотысячной армии работников, привели к длительным социальным взрывам шахтеров в регионах республики. Это еще больше усугубило тяжелое положение с добычей угля, которая снизилась до катастрофического уровня – 71,7 млн. т. в 1996 году.

В угольной промышленности наступила эпоха потерь и крупных аварий с тяжелыми последствиями (28 случаев с гибелью 650 чел. за период 1991-2006 гг.), хронической задолженностью трудящимся по зарплате и регрессным выплатам и коррумпированных сделок в материально-техническом обеспечении шахт и при сбыте угольной продукции. Импорт угля стал определяющим вектором в энергетической политике страны.

События прошедших лет свидетельствуют, что ни одна из ранее принимавшихся программ, в том числе «Украинский уголь на 2001-2010 гг.», по улучшению положения в отрасли не была реализована из-за крайне недостаточной финансовой господдержки и усугубляющих коллизий нецелевого ее использования на предприятиях и многих других причинно-следственных факторов. В результате отрасль в течение последних 10 лет (1997-2006) нестабильно лихорадит: объем добычи колеблется по синусоиде в пределах 76,2-80,2 млн. т с нарастающей перспективой на ухудшение положения.

С начала реструктуризации ликвидировано около150 угледобывающих предприятий, в том числе около 50 в Луганской области. Этот губительный процесс неуклонно продолжается. На действующих шахтах интенсивно отрабатываются, в основном, наиболее продуктивные по мощности угольные пласты, запасы которых истощаются, проведение вскрывающих и подготавливающих горных выработок для подготовки новых выемочных полей и очистных забоев ведется с отставанием, вследствие чего количество последних в работе снижается. Это ведет к сокращению срока службы шахты и на финишную прямую к ее закрытию.

Не вызывает надежды на улучшение в отрасли и приватизация шахт. Опыт работы частных предприятий показывает хищнический способ отработки шахтных полей и ранее подготовленных выемочных участков без необходимых капитальных вложений – финансовых и материальных средств на развитие предприятий. Хуже того, зачастую, не выделяются даже на поддержание существующего уровня добычи, то есть на простое воспроизводство очистной линии забоев, на продление «жизни» предприятий. Особенно хорошо прослеживается, когда руководителями предприятий являются иностранные «специалисты», и происходит это при молчаливом согласии местных опытных инженерно-технических работников ради сохранения своего места работы , хотя и временного.

В связи с этим вызывает тревогу определяющаяся «перспектива» Краснодонского угольного региона – одного из самых молодых в Украинском Донбассе, где добываются высококачественные коксующиеся угли марок Ж и К, которые залегают в пластах средней мощности (среднединамическая в регионе –1,4 м) пологого падения (шахты с крутопадающими пластами закрыты), выбросоопасные. Горно-геологические условия их залегания сравнительно благоприятные. Кроме Центрального района Донбасса (ЦРД), угли с таким металлургическим потенциалом в Украине отсутствуют. В 70-х годах XX в. здесь функционировали 14 шахт, сданных в эксплуатацию, в основном, в 60-70 гг., с фактической добычей 9,2-9,3 млн. т/год. Позже вступили в строй построенные шахты «Суходольская-Восточная» (1980 г. с проектной мощностью 2 млн. т/год) и «Самсоновская-Западная» (1999 г. – 1,5 млн. т). В 2007 г. работают только 7 шахт с годовой фактической добычей 5,2-5,7 млн. т (в 2004-2006), остальные ликвидированы в 1995-2006 гг., на грани закрытия шахты «Ореховская» и им. 50-летия СССР. Определилось мнение у новых руководителей ОАО «Краснодонуголь» о необходимости закрытия ш. «Суходольская-Восточная» в 2010 г. и ш. «Самсоновская-Западная» – в 2011 г.

Ликвидация шахт ОАО «Краснодонуголь» – огромная потеря дорогостоящего металлургического сырья для экономики страны, и следует расценивать как промышленную диверсию.

Если учесть, что приблизительно 70% мирового производства стали вырабатывается с помощью коксующегося угля, то нетрудно представить значимость промышленных запасов этого природного сырья для Краснодонского региона при рациональной его разработке и хозяйственном при этом отношении.

Подобная тенденция ускоренной отработки подготовленных наиболее продуктивных месторождений без проведения горно-капитальных работ для развития предприятий с выде-

лением частными компаниями необходимых финансовых средств ведет к опасной перспективе угольной отрасли и особенно для местного населения региона – лишиться рабочих мест и средств существования.

На грани выживания находится когда-то крупнейшее передовое в Луганской области ГП «Луганскуголь». В 70-х годах XX в. при образовании комбината «Луганскуголь» в нынешних территориальных границах в его состав входили 20 административных единиц с общей годовой добычей 10-11 млн. т. После некоторых организационных преобразований – объединений к концу 80-х годов насчитывалось 14 шахт и шахтоуправлений с добычей 9,7-9,8 млн. т/год. В результате реструктуризации и приватизации отрасли осталось в объединении 8 шахт с присоединенными от «Стахановуголь», добыча упала до 2,5-2,8 млн. т/год.

Кроме того, в Луганской области в период активной реструктуризации полностью ликвидировано ПО «Стахановуголь» – родина стахановского движения в бывшем Союзе, способствовавшее ускоренному промышленному развитию страны в предвоенные годы. Практически на пути к ликвидации находятся государственные предприятия «Первомайскуголь» и «Лисичанскуголь», добывающие в настоящее время в сумме около 500 тыс. т/год.

При сложившемся положении в угледобывающем секторе экономики страны вызывает озабоченность отсутствие действенной организующей и контролирующей роли Министерства угольной промышленности в деятельности угольных шахт, объединений и частных предприятий, его направляющего влияния на развивающую перспективу в целом отрасли. Не видно предпринимаемых ощутимых мер независимого профсоюза горняков по защите прав и интересов трудящихся.

Ярким примером хищнической эксплуатации частных угледобывающих предприятий является шахта «Ульяновская» концерна «Южкузбассуголь» Кемеровской области (Россия). Губернатор этого региона в беседе с президентом страны в апреле 2007 г. заявил, что руководство шахты по указанию собственников «Южкузбассуголь» заблокировали (отключили) аппаратуру контроля качества шахтной атмосферы на рабочих местах (английского производства), чтобы исключить возможные остановки работ по добыче угля, вследствие чего создали взрывоопасную ситуацию, которая привела к крупнейшей аварии (взрыву МВС) и гибели 110 шахтеров 19 марта 2007 г.

Если будет продолжаться реструктуризация с наработанными темпами ликвидации угледобывающих предприятий и приватизация государственных шахт, особенно иностранными собственниками, которые заинтересованы только в сверхприбыли, не заботясь о будущем отрасли, экономики страны и трудящихся, и без эффективного влияния МУП на происходящие процессы, то в ближайшие десятилетия угольная промышленность перестанет существовать, за исключением отдельных предприятий.

В настоящее время практически на вымирании находится отраслевая наука: средства на ее развитие не выделяются, научные кадры молодыми специалистами не пополняются, а имеющиеся сотрудники представлены незначительным количеством предпенсионного и пенсионного возраста, численность которых убывает по естественным законам природы (институты ДонУГИ, НПО «Углемеханизация», «НИПИУглеавтоматизация», УкрНИМИ» и др.).

Энергетическая безопасность подразумевает бесперебойное энергоснабжение в текущий момент, в краткосрочной и долгосрочной перспективе. Мировой опыт развития энергетики показывает, что для обеспечения минимально необходимого уровня безопасности «пороговая» доля угля в топливно-энергетическом балансе страны не должна опускаться ниже 28%. Положение в энергетике Украины не отвечает всем названным критериям безопасности, наработанным мировой практикой. Страна не имеет собственных энергетических ресурсов по природному газу и нефти в достаточных объемах (только 20 и 9% соответственно) для функционирования отраслей промышленности и жизнеобеспечения населения, и почти полностью зависит от импорта из соседних стран (прежде всего из России). Более того, при огромных собственных запасах угля, достаточных на сотни лет, отрасль обеспечивает страну только на 75% необходимым объемом (в 2007 г. импорт угля составит 26,7 млн. т при добыче 80 млн. т).

А в топливно-энергетическом балансе страны доля угля в 2005 г. составляла только 26,5%, которая даже снизилась по сравнению с 2004 годом на 0,4% (см. табл. 2).

По сведениям Минтопэнерго, в выработке электроэнергии доля угля составила 30%, АЭС – около 50%, которые уже достигли проектных мощностей по выработке энергии, и приближаются сроки вывода из эксплуатации (2020 г.) выработавшихся реакторов.

Необходимо иметь в виду, что положение с импортом нефти и газа для Украины ухудшится с вводом в эксплуатацию в 2010 г. Северо-восточного газопровода через Балтийское море в Германию и прикаспийских газо- и нефтепроводов, которые начнут строить совместно с Россией Казахстан и Туркменистан во второй половине 2008 г., – в Западную Европу. Оба направления в строительстве названных трубопроводов проходят, минуя Украину.

Положение с энергоресурсами в стране и мире убедительно свидетельствуют о том, что, если в ближайшие годы не будут приняты радикальные меры по стабилизации и развитию угольной промышленности и атомной энергетики, Украину поджидает глубокий энергетический кризис с тяжелейшими последствиями для экономики страны и будущих поколений в просматриваемой перспективе.

Потребность в росте добычи угля в будущем будет увеличиваться еще и потому, что при истощении запасов нефти имеется возможность превращать уголь в жидкие продукты для использования в качестве моторного и котельного топлива, а также сырья для химической промышленности. В настоящее время производство источников жидкого топлива (ИЖТ) из угля в промышленных масштабах осуществляется только в ЮАР компанией «Сасол». В других странах (Германия, США, Япония, Австралия, Англия) построены опытно-промышленные установки.

В заключение необходимо отметить следующее:

– Наряду с поисками новых нетрадиционных источников энергии, продолжается рост как мирового объема добычи и потребления ПЭР, так и во всех ведущих странах мира, а также развитие атомной энергетики как по уровню производства, так и географии ее распространения (Индия, Иран, ЮАР, Пакистан и др.).

– Тенденция роста мирового потребления ископаемого угля опережает рост потребления других углеводородных энергоносителей.

– С долгосрочных и глобальных позиций мировой энергетической безопасности самым надежным энергоресурсом остается ископаемый уголь.

– В мировом производстве электроэнергии основным ресурсом в настоящее время является ископаемый уголь.

– Определяется тенденция в мире перевода ТЭС с мазута и природного газа на каменный уголь.

– Будущее угля – производство из него жидкого топлива.

– Период независимости Украины оценивается для угольной промышленности страны как наиболее тяжелый во всех аспектах и за всю историю ее функционирования.

– В Украине отсутствует осознанная всеми долгосрочная энергетическая стратегия развития и необходимость изыскания ресурсосберегающих технологий.

– Продолжение реструктуризации с ликвидацией угледобывающих предприятий и приватизации их иностранными собственниками – бесперспективный, затухающий путь угольной промышленности Украины.

– Положение в угольной промышленности требует эффективной руководящей и координирующей роли министерства в улучшении ее работы.

– Строительство новых и реконструкция действующих перспективных шахт за счет бюджетных финансовых средств – одно из главных направлений в оздоровлении и развитии угольной промышленности Украины.

Список литературы

1. История угледобычи в России /Грунь В. Д., Зайденварг В. Е., Килимник В. Г. и др. – М., 2003.

2. Байков Н., Александрова И. Производство и потребление топливно-энергетических ресурсов в XX в //«Мировая экономика и международные отношения». – 2001. – №9.

3. Ивашин В. М., Хлапенов Л. Е., Бортников А. А. Проблема топливно-энергетических ресурсов в мире и Украине //Уголь Украины. – 2004. – №5.

4. Сургай Н. С., Курченко И. П., Фищенко С. П. О 20-м Всемирном горном конгрессе и выставке «EXPO-2005» //Уголь Украины. – 2006. – №2.

5. Компания «Бритиш Петролеум» анализирует развитие мировой энергетики за 2005 г //Уголь. – М. – 2007. – №2.

УДК 622.274 © С.В. Письменный

ОТРАБОТКА КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ ПОД ВНУТРЕННИМИ ОТВАЛАМИ БОЛЬШОЙ ЕМКОСТИ

Запропонована технологія відпрацювання залізорудних родовищ комбінованим відкрито-підземним способом з використанням системи поверхового примусового обвалення руди під «плаваючою» стелиною.

Предложена технология отработки железорудных месторождений комбинированным открыто-подземным способом с применением системы этажного принудительного обрушения руды под «плавающей» потолочиной.

The technology of improvement ironore of deposits by a combined open-underground method with application of a system floor forced destruction of ore under "floating" pillar is offered.

Отработка железорудных месторождений Украины в настоящее время осуществляется открытым или подземным способами. Открытый способ разработки месторождений приводит к резкому увеличению объема вскрышных пород в период освоения проектных мощностей, ухудшению экологической обстановки в горнодобывающих регионах, а также выведению огромных площадей плодородных земель из сельскохозяйственного оборота [1].

В 90-х годах была предложена технология отработки месторождений открытым способом с временными внутренними отвалами, что позволило не только уменьшить вывод из сельскохозяйственного оборота плодородных земель, но и значительно снизить затраты на вскрышные работы. Однако с увеличением роста производства внутренние временные отвалы из-за большой емкости превратились в постоянные. Поскольку внутренние отвалы вскрышных пород расположены на участках месторождения, запасы которых состоят на балансе горного предприятия, то в дальнейшем они должны быть отработаны [2].

Отработка открытым способом участков месторождения, на которых расположен внутренний отвал большой емкости, приведет к значительному увеличению коэффициента вскрыши, выведению дополнительных плодородных земель, за счет перемещения вскрышных пород из внутренних во внешние отвалы. Применение данной технологии отработки месторождения в конечном итоге, сделает работу предприятия нерентабельной [3].

Группой ученых Криворожского технического университета под руководством д.т.н., проф. В.А.Щелканова была предложена технология отработки участков карьера, на которых расположен внутренний временный отвал вскрышных пород комбинированным открыто-подземным способом, при этом, временным внутренним отвалам придается статус постоянных [3, 4].

Сущность данной технологии заключается в следующем: месторождение делится на выемочные участки, перспективные для дальнейшей отработки открытым способом, при этом ликвидация внутреннего отвала не проводится и функционирует как постоянный внутренний отвал, а участок месторождения, на котором расположен внутренний постоянный отвал, отрабатывается подземным способом. В процессе дальнейшей отработки месторождения открытым способом, внутренний постоянный отвал функционирует и дальше для складирования вскрышных пород (рис.1).

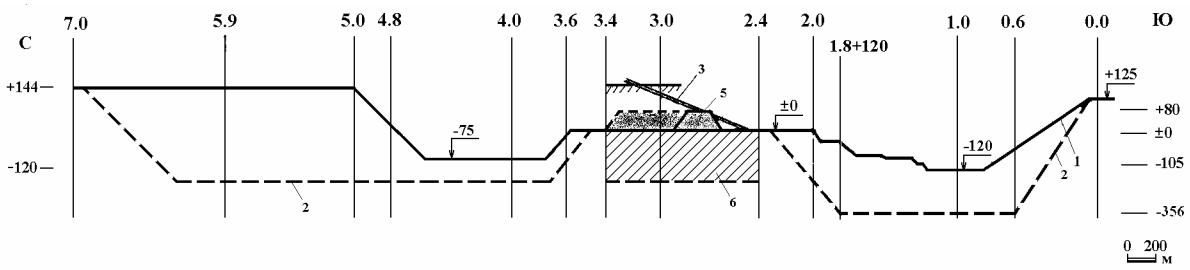


Рис. 1. – отработка Анновского месторождения, комбинированным открыто-подземным способом: 1, 2 – контур карьера, соответственно, фактический и предельный; 3 – тракт ЦПТ; 5 – постоянный внутренний отвал; 6 – участок, отрабатываемый подземным способом

Технико-экономические показатели в зависимости от способа отработки месторождения приведены в табл. 1

Таблица 1

Технико-экономические показатели отработки запасов центральной части Анновского карьера открытым и комбинированным способами

Наименование показателей	Способ отработки		Отношение КРМ к ОГР
	открытый	комбинированный	
Балансовые запасы , млн.т	55,97	55,97	-
Объем внутреннего отвала, куб.м	3,35	-	-3,35
Затраты на вскрышные работы и ликвидацию отвала, млн.долл.	262,70	153,80	-108,90
Затраты на приобретение оборудования и пусковой комплекс, млн.долл.	-	24,40	+24,40
Себестоимость 1 т сырой руды, долл.	4,35	3,85	-0,50
Балансовая прибыль, млн.долл.	470,40	566,30	+95,90
Среднегодовой эффект, млн.долл			+13,50

Таким образом, как видно из табл.1, ожидаемый расчетный экономический эффект от применения комбинированного открыто-подземного способа отработки Анновского месторождения с применением усовершенствованного варианта системы разработки этажного принудительного обрушения под «плавающей» потолочиной, с защитными выступами в нижней части по ее периметру и использования мощной импортной техники на подземных горных работах при годовом объеме производства 3,0 млн.т составляет 1,2 у.е./т или 67,12 млн.у.е. Среднегодовой ожидаемый расчетный эффект составит 2,67 млн.у.е.

При подземной отработке запасов под внутренним постоянным отвалом предложена система этажного принудительного обрушения руды с применением ограждающего перекрытия («плавающей» потолочины). Данная технология имеет следующие достоинства по сравнению с традиционными системами с массовым обрушением: отсутствует непосредственный контакт обрушенной руды с налегающими породами в верхней части блока, что практически

исключает возможность верхнего засорения; отпадает необходимость в строгом соблюдении соотношения кусковатости налегающих пород и обрушенной руды; вместо верхнего и бокового засорения, характерного для выпуска руды под налегающими породами, здесь возможно лишь боковое засорение (при неправильной организации выпуска или при неконтролируемом и неуправляемом перемещении ПП) (рис.2).

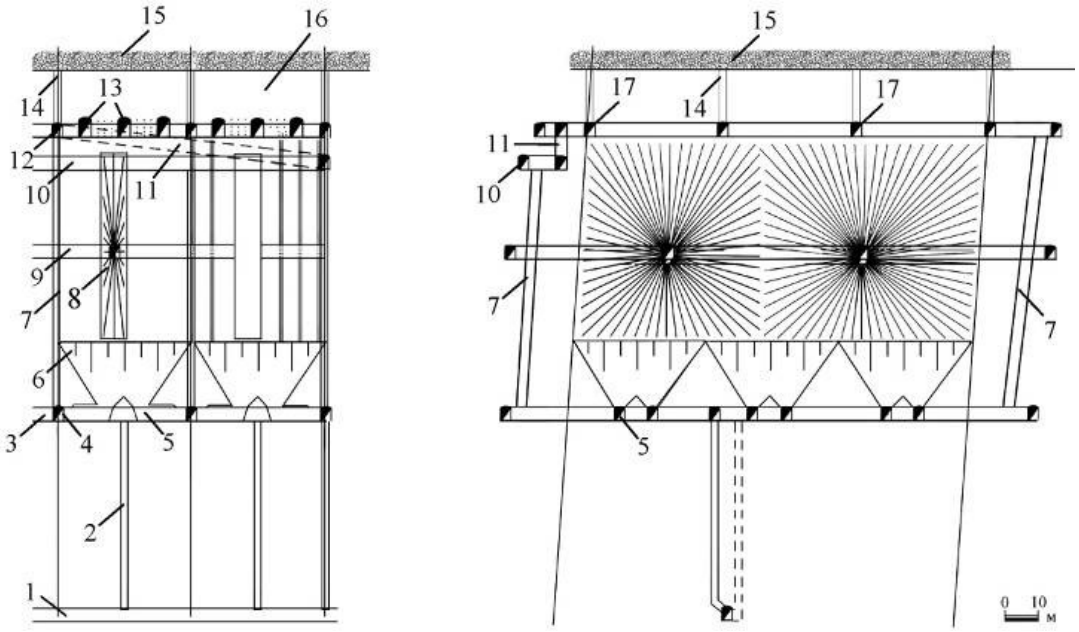


Рис.2. Система этажного принудительного обрушения руды с применением «плавающей» потолочины: 1 – транспортная штольня; 2, 7 – восстающие, соответственно рудоперепускной и вентиляционно-ходовой; 3, 4 - транспортные выработки; 5 – погрузочные камеры; 6 – траншейная подсечка; 8 – компенсационная камера; 9 – буровой штрек; 10 – вентиляционный штрек; 11 – наклонный съезд; 12 – сбойка; 13 – компенсационные орты; 14 – отрезной восстающий; 15 – внутренний отвал вскрышных пород; 16 – «плавающая» потолочина; 17 – отрезной штрек

Подготовка блока к очистной выемке осуществляется по традиционной технологии. Очистные работы складываются из нескольких последовательно выполняемых операций, а именно: образования погрузочных камер, траншейной подсечки, формирования компенсационной камеры и «плавающих» потолочин из рудного массива, непосредственно отбойки и выпуска руды.

Компенсационная камера формируется в средней части панели буровзрывным способом путем последовательной отбойки вееров глубоких скважин на отрезную щель.

«Плавающая» потолочина формируется буровзрывным способом из рудного массива в верхней части выемочной панели, над которой расположен внутренний отвал вскрышных пород. Из бурового штрека через 8-10 м проходятся компенсационные орты, между которыми оставляются временные целики, которые в последующем разбуриваются горизонтальными параллельно-сближенными скважинами. По торцам ПП пройдены отрезные буровые выработки и восстающие для отрезки потолочины от массива. После отрезки ПП по торцам обрушаются временные целики на компенсационные орты.

После формирования «плавающей» потолочины проводится обрушение непосредственно всего камерного запаса блока. Обрушение массива в каждой части блока осуществляется параллельно-сближенными веерами глубоких скважин на компенсационную камеру по традиционной технологии с применением импортной техники.

Выпуск и доставка руды осуществляют по схеме: погрузочно-доставочная машина-автоматический шахтный люк-подземный автосамосвал. Погрузочно-доставочная машина черпает руду в погрузочной камере и доставляет ее в разгрузочную, далее по рудосвалочному

восстающему руда перепускается на транспортную штольню и подземными автосамосвалами выдается на перегрузочный склад, находящийся в карьере.

Расчетные технико-экономические показатели по предлагаемой системе разработки по сравнению с традиционной системой этажного принудительного обрушения приведены в табл.2.

Таблица 2

Технико-экономические показатели традиционной и предлагаемой систем разработки при отработке месторождения

Наименование показателей	Варианты системы разработки	
	традиционный	предлагаемый
Запас руды в блоке, тыс.т	453,50	453,50
Затраты на ПНР, м/тыс.т	4,50	4,68
Выход руды с 1 м скважины, т	18,10	17,60
Потери руды, %	16,0	17,80
Засорение руды, %	14,0	1,20
Содержание железа, %		
- в руде	59,26	59,26
- в извлекаемой рудной массе	57,73	59,11
Расчетный экономический эффект, тыс.долл.		32,51

Применение системы разработки этажного принудительного обрушения руды с «плавающей» потолочиной по сравнению с системой с обрушением позволит уменьшить количество взрывчатого вещества от 0,69 до 0,63 кг/т, при увеличенном расходе подготовительно-нарезных выработок на 0,18 м/тыс.т, а также значительно снизить засорение от нормативных с 14,0 до 1,2%. При этом качество полезного ископаемого в рудной массе увеличится с 57,73 до 59,11%, а себестоимость добычи руды по предложенной системе разработки (франко-люк) снизится на 0,5 у.е./т.

Для достижения данных показателей извлечения руды из блока необходимо обосновать параметры отрабатываемого блока. При отработке крутопадающих месторождений подземным способом, высота этажа по данным практики составляет 75-90 м, ширина блока 40-60 м. Это обусловлено условием эффективности отбойки и скреперной или вибродоставки руды.

С применением ПП в днище блока расположено всего четыре выпускных отверстия, поэтому традиционные способы доставки и погрузки руды являются менее эффективными, за счет увеличения срока отработки блока, низкой производительности и сложности соблюдения режима выпуска. Для увеличения производительности и соблюдения планограммы режима выпуска целесообразно на доставке применять мощную импортную самоходную погрузочно-доставочную технику [4, 5]. Исходя из этого, ширина (длина) блока $L(B)$ определяется из выражения

$$L(B) = 2l_1 + l_2, \quad (1)$$

где l_1 – расстояние крайнего ряда выпускных отверстий в днище блока от обрушенной руды, м; l_2 – расстояние между выпускными отверстиями, м.

На рис. 3 показано три возможных варианта расположения выпускных отверстий крайнего ряда: *первый вариант* – когда между эллипсоидом разрыхления и боковым контактом обрушенных пород или массивом имеется некоторое расстояние, (рис. 3, а); *второй* – когда эллипсоид разрыхления касается плоскости бокового контакта (рис. 3, б); *третий* – когда эллипсоид разрыхления выходит за пределы контакта руды с обрушенными породами (рис. 3, в).

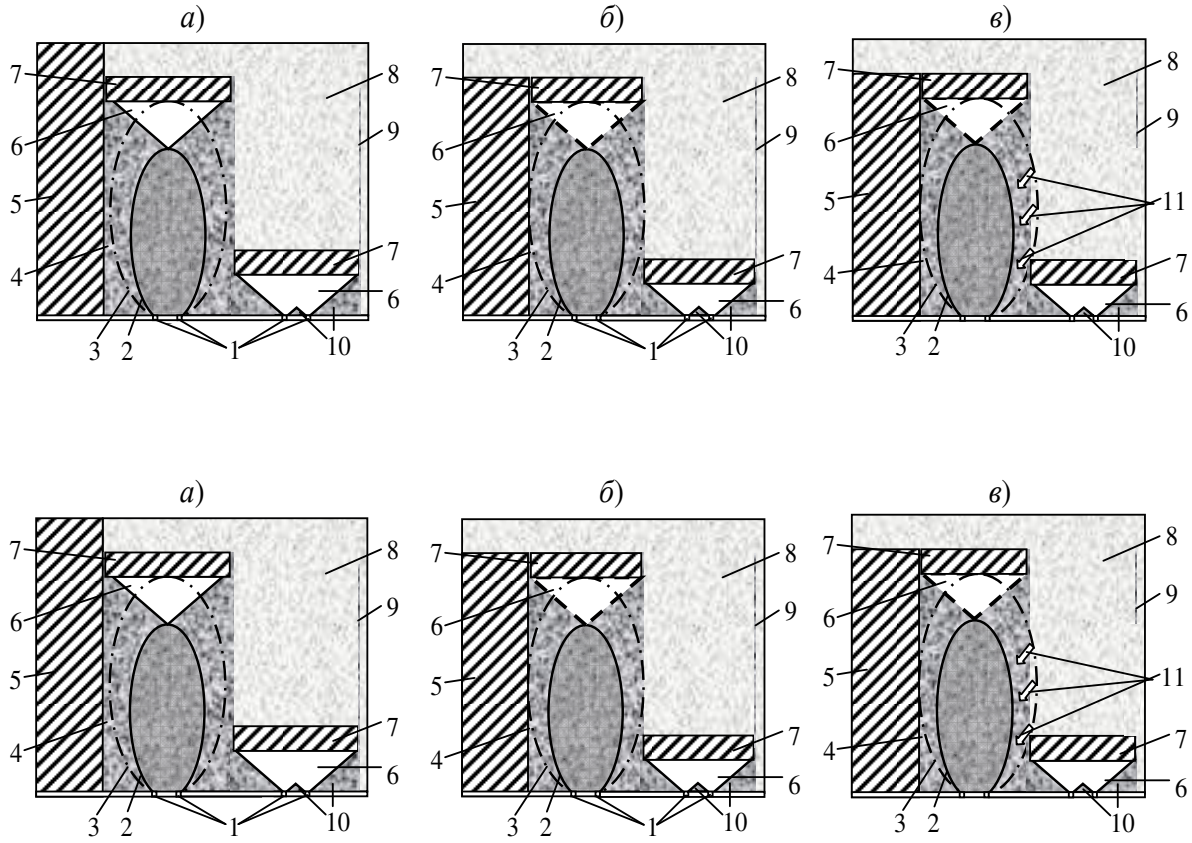


Рис. 3. Варианты расположения крайнего ряда выпускных отверстий со стороны обрушенных пород и его влияние на потери и засорение: а, б, в – когда малая полуось объединенного эллипсоида разрыхления соответственно меньше, равна и больше, чем параметры очистного блока; 1 – выпускные отверстия; 2, 3 – объединенный эллипсоид соответственно выпуска и разрыхления; 4, 5 – полезное ископаемое, соответственно, обрушенная руда и необрушенный массив; 6 – воронка выпуска; 7 – «плавающая» потолочина; 8 – обрушенные породы; 9, 10 – потери обрушенной руды соответственно со стороны обрушенных пород и на днище блока; 11 – движение пустых пород при выпуске обрушенной руды

Расположение выпускных отверстий по первому варианту (рис. 3, а) полностью исключает боковое засорение руды обрушенными породами не только теоретически, но и практически. Однако это повлечет за собой повышенные потери руды со стороны обрушенных пород. Во втором варианте (рис. 3, б) потери и засорение руды при истечении будут минимальными. При третьем варианте расположения выпускных отверстий (рис. 3, в) потери и засорение обрушенной руды в блоке будут максимальными, согласно выполненных исследований проф. Капленко Ю.П. Это связано с тем, что возможен перекос ПП по горизонтали, а также будет интенсивный подсос со стороны обрушенных пород.

Таким образом, наиболее оптимальным является второй вариант расположения выпускных отверстий в блоке со стороны обрушенных пород. В связи с этим необходимо определить оптимальные параметры блока.

Оптимальные параметры блока зависят от размеров зоны разрыхления, формируемой под ПП, от высоты обрушаемого слоя и расстояния между выпускными отверстиями. По данным практики, при скреперной доставке руды расстояние между выпускными отверстиями l_2 составляет 4-6 м, а при доставке самоходным погрузочно-доставочным оборудованием – 10-15 м, что обусловлено конструктивными особенностями этих днищ и величинами потерями руды на них.

Расстояние l_1 между выпускными отверстиями и обрушенными породами, согласно выполненных исследований, определяется по формуле

$$l_1 = \sqrt{\left(k_1 \sqrt[3]{Q_{от} q_{max}} - k_2 d - H\right) H \left(1 - \varepsilon^2\right)} + 0{,}5d\,, \qquad (2)$$

где k_1 – тангенс угла наклона прямой, [6]; $Q_{от}$ – соотношение объема эллипсоида разрыхления к эллипсоиду выпуска; q_{max} – объем эллипсоида выпуска на момент соприкосновения с воронкой выпуска, м^3; k_2 – эмпирический коэффициент, равен 0,85; d – диаметр выпускного отверстия, м; H – высота обрушенного слоя руды, м; ε – эксцентриситет эллипсоида разрыхления.

Выполнив расчеты согласно выражения (2) построены зависимости изменения ширины (длины) блока от высоты обрушаемого слоя и расстояния между выпускными отверстиями (рис. 3).

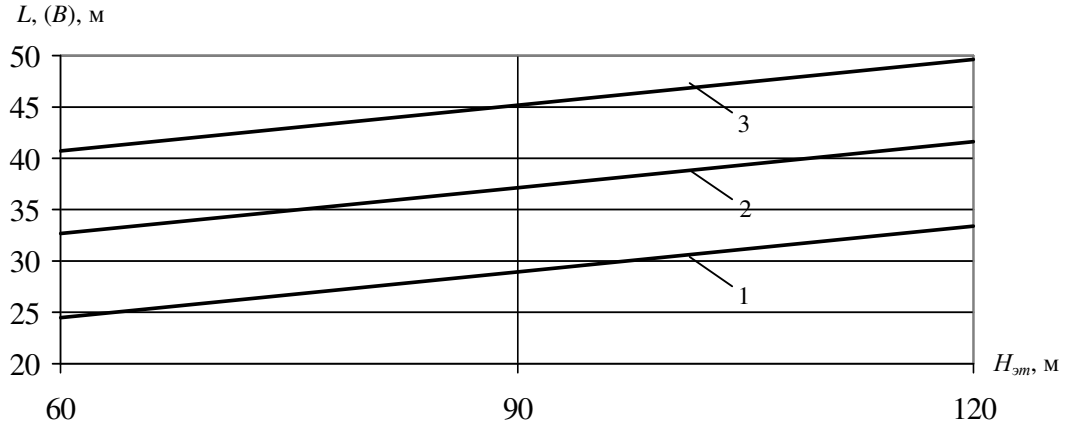


Рис. 4. Зависимость изменения ширины блока от высоты этажа и расстояния между выпускными отверстиями: 1, 2, 3 – расстояние между выпускными отверстиями, соответственно, 5, 10 и 15 м

Из приведенных зависимостей видно, что с увеличением высоты этажа 60 до 120 м, параметры блока длина (ширина) увеличиваются с 24,5 до 40,8 м при расстоянии между выпускными отверстиями 5 м. С увеличением расстояния между выпускными отверстиями с 5 до 15 м длина (ширина) блока увеличивается с 32,6 до 41,6 м при высоте этажа 90 м.

Таким образом, отработку балансовых запасов карьера, находящихся под внутренними отвалами вскрышных пород большой емкости, целесообразно разрабатывать подземным способом системой этажного принудительного обрушения с применением ограждающего перекрытия («плавающей» потолочины) и использованием на горных работах мощной импортной техники, с соблюдением оптимальных параметров блока (высоты, ширины, длины).

Список литературы

1. Сторчак С.А. Подземные работы в зоне влияния открытых. – АГН Украины – КТУ, Кривой Рог: Минерал, 1997. – 251 с.

2. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений. – М.: Недра, 1974. – 232 с.

3. Обоснование открыто-подземного способа доработки проектных запасов Анновского месторождения железных руд: Отчет о НИР (заключит.)/ Криворожский техн. ун-т; № ГР 0101U004368. – Кривой Рог, 2001. – 103 с.

4. Вскрытие и отработка подземным способом балансовых запасов под дном и бортами

Анновского карьера: Отчет о НИР (заключит.) / Криворожский техн. ун-т; № ГР 0103U007486. – Кривой Рог, 2004. – 139 с.

5. Совершенствование технологии горных работ на Гайском руднике /Иванов Н.Ф., Перейма В.Н., Лаптев В.М., Волков Ю.В., Смирнова Т.Н., Камаев В.Д. // Горный журнал. – 1996. – № 5. – С. 30-34.

6. Малахов Г.М., Безух В.Р., Петренко П.Д. Теория и практика обрушенной руды. – М.: Недра, 1968. – 311 с.

УДК 504:622.807

© А.А. Юрченко,
А.А. Литвиненко

ЗАЩИТА АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА ОТ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ВЫБРОСОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ШАХТ ПОСЛЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

Розглянуто спосіб очистки пилогазових викидів рудних шахт після підземних масових вибухів, наведена схема установки для пилогазоподавлення та обгрунтована методика розрахунку її параметрів.

Рассмотрен способ очистки пылегазовых выбросов рудных шахт после подземных массовых взрывов, представлена схема установки для подавления пыли и газов и обоснована методика расчета её параметров.

The method of cleaning dust and gas outburst more mines after mass explosions is considered. The diagram of installation for dust and gas cleaning is given. The methodic of calculating its parameters is substantiated.

Технология подземной добычи железной руды предусматривает широкое применение массовых взрывов, при которых одновременно взрывают от 20 до 100 т взрывчатки. При газовости взрывчатки 40л/кг объём взрывных газов достигает 4000 м^3 на один взрыв. Эти газы с помощью вентиляторов главного проветривания выбрасываются в атмосферу. При этом выбросы включают также и пыль, концентрация которой в десятки раз превышает предельно допустимую. На выходе из вентилятора главного проветривания скорость движения исходящей вентиляционной струи составляет от 5 до 15 м/с в зависимости от эквивалентного диаметра выходного отверстия. Дальнобойность свободной струи при этом может достигать 100 м и более [1].

Предлагаемый способ подавления пылегазовых выбросов шахт предусматривает орошение участка исходящей вентиляционной свободной струи [2]. Схема установки приведена на рис.1.

Орошение выброса осуществляют жидким агентом, в качестве которого используют растворы солей кальция, калия, натрия и др. Применение щелочных добавок способствует интенсификации поглощения окислов азота, известковых добавок – повышению активности жидкого агента. Жидкий агент с помощью насоса 7 из ёмкости 8 по трубопроводу 6 подаётся к форсункам 5, которые монтируются по всей длине свободной струи на уровне верхней её границы. Таким образом, расчётное количество жидкого агента разбрызгивается с помощью форсунок и орошает выброс по всему объёму свободной струи. Условия протекания химических реакций поглощения вредных газов и смачивание частиц пыли являются наиболее благоприятными, так как они находятся в контакте между собой длительное время во время движения с малой скоростью. Отработанный жидкий агент скапливается в ёмкости 11, в которую добавляется нейтрализатор. Затем жидкий агент, пригодный для повторного использования, поступает в ёмкость 10, из которой насосом 9 подаётся в ёмкость 8. Этим обеспечивается замкнутый цикл подавления пылегазовых выбросов шахты после массового взрыва.

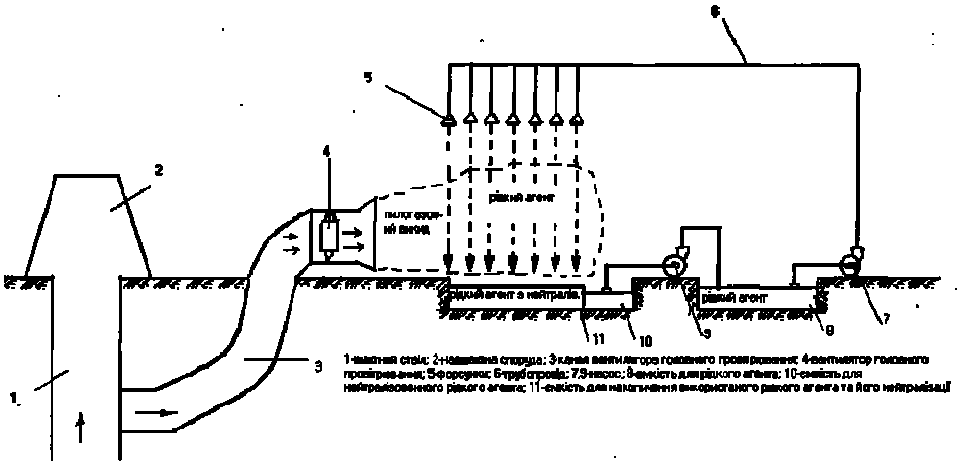


Рис. 1. Схема установки для подавления пылегазовых выбросов: 1 – шахтный ствол; 2 – надшахтное сооружение; 3 – канал вентилятора главного проветривания; 4 – вентилятор главного проветривания; 5 – форсунки; 6 – трубопровод; 7,9 – насос; 8 – ёмкость для жидкого агента; 10 – ёмкость для нейтрализованного жидкого агента; 11 – ёмкость для накопления использованного жидкого агента и его нейтрализации

Поскольку расчётным путём нельзя определить параметры установки для поглощения компонентов вредных газов, а также в связи с невозможностью искусственно создать соотношение компонентов взрывных газов в лабораторных условиях, предлагается опытным путём с применением методов теории планирования промышленных экспериментов решить задачу определения оптимального состава жидкого агента, его удельного расхода и времени контакта со взрывными газами для получения максимального эффекта очистки выбросов [2].

При этом установка для подавления пылегазовых выбросов представляется как кибернетическая система с входными и выходными параметрами (рис.2). В качестве входных параметров нами принят удельный расход жидкого агента q (л/м^3), длина участка подавления пылегазовых выбросов l (м), концентрация добавок солей кальция и натрия в жидком агенте $Д$ (%). Выходными параметрами приняты концентрация взрывных газов $C_г$ (%) и пыли $C_п$ (%).

Входные параметры представленной системы регулируемые, могут фиксироваться в любой комбинации их значений требуемое время, легко измеряемые и совместимы, то есть могут изменяться независимо друг от друга. Выходные параметры характеризуют эффективность очистки выбросов от пыли и газов, и их значения могут быть измерены с помощью стационарных или переносных приборов контроля параметров атмосферы.

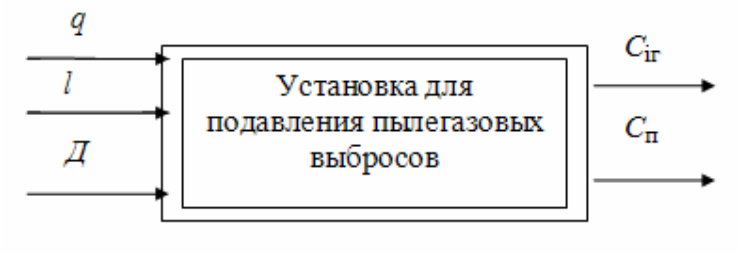


Рис. 2. Схема управления установкой подавления пылегазовых выбросов

Для комплексной оценки эффективности работы установки введём критерий качества подавления пылегазовых выбросов в виде

$$\Phi = \sum \left| \frac{C_{iг} - C_{iгн}}{C_{iгн}} \right| + \left| \frac{C_п - C_{пн}}{C_{пн}} \right|, \quad (1)$$

где $C_{iг}$ – концентрация 1-го компонента взрывных газов на выходе из установки, % ;

$C_{iн}$ – нормируемое значение 1-го компонента взрывных газов в атмосферном воздухе, % ;

i – порядковый номер компонента взрывных газов;

$C_п$ –концентрация пыли на выходе из установки , мг/м^3;

$C_{пн}$ – нормируемое значение концентрации пыли в атмосферном воздухе, мг/м^3.

В оптимальном режиме работы установки концентрация газов и пыли на выходе должна быть не больше их нормируемых значений. В этом случае значение критерия качества подавления пылегазовых выбросов будет близко к нулю.

Значения входных регулируемых параметров оптимального режима можно определить по результатам планируемого промышленного эксперимента. Первоначально составляют план проведения экспериментов, в каждом опыте которого входные параметры изменяются по специальным образом составленному плану. План эксперимента, в котором все факторы (входные параметры) варьируются на двух уровнях, называют планами типа 2^K, где $к$ – число входных параметров. Затем, с учётом априорной информации об объекте исследований, необходимо определить их исходные значения (нулевые уровни) и шаги их изменения в ту или другую сторону в процессе проведения эксперимента. За исходные значения входных параметров установлены следующие их уровни:

Удельный расход жидкости q_0 =5 л/м^3

Длина участка орошения l_0 = 10м

Концентрация солевых добавок $Д_0$ = 5%

Эти значения в плане проведения эксперимента обозначают нулевым уровнем и в новой системе отсчёта приравнивают 0.

Шаги изменения входных параметров принимаем соответственно $\Delta q = 5$ л/м^3, Δl =10 м, $\Delta Д$ = 5 %. При изменении уровня фактора в большую сторону в шагах варьирования это будет соответствовать +1, в меньшую сторону соответственно –1. Если изменить начало отсчёта (перенести в точку нулевого уровня) и изменить масштаб осей с натуральных значений (q, l, $Д$) в кодированные их значения в шагах варьирования ($\bar{q}$, $\bar{l}$, $\overline{Д}$), то план проведения эксперимента можно записать в виде матрицы (табл. 1).

Таблица 1

План проведения эксперимента

№ опыта	$\bar{q}$	$\bar{l}$	$\overline{Д}$
1	+1	+1	+1
2	–1	+1	+1
3	+1	–1	+1
4	–1	–1	+1
5	+1	+1	–1
6	–1	+1	–1
7	+1	–1	–1
8	–1	–1	–1

Для перехода с кодированных значений в натуральные используют зависимость перевода

$$\bar{q}\,\Delta q = q - q_0$$

$$\bar{l}\ \Delta l = l - l_0 \qquad (2)$$

$$\overline{Д}\ \Delta Д = Д - Д_0$$

Методы планирования промышленных экспериментов позволяют получить эмпирическую зависимость критерия качества подавления пылегазовых выбросов Ф от значений входных параметров. С этой целью в каждом опыте при различных значениях входных параметров, заданных планом проведения эксперимента, измеряют концентрацию компонентов взрывных газов и пыли на выходе из установки. Затем по выражению (1) в каждом опыте вычисляют значение критерия качества подавления пылегазовых выбросов *Ф*. Итогом проведенных исследований является получение эмпирической зависимости критерия от значений входных параметров в виде

$$Ф = b_0 + b_1 q + b_2 1 + bД + b_{12} q1 + b_{13} qД + b_{23} lД + b_{123} qlД, \qquad (3)$$

где b_0 – свободный член уравнения;

b_1, b_2, b_3 – коэффициенты при линейных членах уравнения;

b_{12}, b_{13}, b_{23}, b_{123} – коэффициенты при нелинейных членах уравнения;

q, l, $Д$ – входные параметры системы.

Далее эту зависимость исследуют традиционными методами на экстремум и определяют значения входных регулируемых параметров системы q, 1, $Д$, при которых критерий качества подавления пылегазовых выбросов достигает минимального значения. Этот режим работы установки и является оптимальным.

Таким образом, разработанная установка позволяет снизить пылегазовые выбросы шахт после массовых взрывов до их допустимых значений. Предложенный алгоритм управления установкой позволяет определить значения водных регулируемых параметров, при которых режим очистки пылегазовых выбросов будет оптимальным.

Список литературы

1. Борьба с пылью и вредными газами в железорудных шахтах. Под Общей редакцией д-ра техн. наук А.П.Янова. – М.: Недра, 1984. – 228 с.

2. Адлер Ю.П., Маркова Е. В., Грановский Ю. В. Планирование экспериментов при поиске оптимальных условий. – М.: Недра, 1982. – 279 с.

УДК 621.85.052

© Л.Н. Ширин,
Л.Н. Посунько,
В.А. Расцветаев

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ АДАПТАЦИОННЫХ СИСТЕМ ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТРАНСПОРТА В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Розглянута концепція створення високоадаптивних транспортно-технологічних систем на базі використання дизельних монорейкових підвісних доріг, як єдиного транспортного засобу при забезпеченні фронту очисних робіт в складних умовах розробки тонких пологих пластів Західного Донбасу.

Рассмотрена концепция создания высокоадаптивных транспортно-технологических систем на базе применения дизельных монорельсовых подвесных дорог, как единого транспортного средства при обеспечении фронта очистных работ в сложных условиях разработки тонких пологих пластов Западного Донбасса.

Conception of creation of the high-adaptive transport-technological systems on the base of application of the diesel monoreil suspended roads, as a single transport vehicle at providing of cleansing works front in the difficult conditions of development of Western Donbass thin flat-lying seams is considered.

Стратегия дальнейшего развития шахт Западного Донбасса реализуется в последовательной подготовке и отработке разведанных запасов и адаптивном управлении процессами подземной добычи угля. В настоящее время большинство шахт региона дорабатывают ранее разведанные запасы, поэтому для продления жизненного цикла осуществляется прирезка дополнительных запасов. Прирезаемые запасы, как правило, расположены за сбросами, то есть за пределами действующих шахтных полей, в слаборазведанных участках месторождения с многочисленными геологическими нарушениями горных пород, преимущественно склонных к вязкопластическому течению и выдавливанию в выработки при действии горного давления. В подобных условиях разработки пластов планируемые технико-экономические показатели добычи угля должны базироваться на оптимальном управлении технологическими процессами горного производства и геомеханическом обеспечении горных работ.

Ориентация шахт на внедрение механизированных очистных комплексов нового поколения вскрыла накопившиеся проблемы вспомогательного транспорта. В рекомендациях по интенсификации очистных работ отмечается, что системы подземного транспорта должны учитывать любые изменения технологических процессов добычи угля, быть высокоадаптивными и ориентированными на снижение энергозатрат и сохранение качества грузов, транспортируемых по горным выработкам [1, 2]. Однако на практике процесс адаптации транспортных средств к реальным условиям эксплуатируемых выработок осуществляется путем увеличения числа конвейеров в цепи основного грузопотока и длин маршрутов рельсового транспорта, что приводит к повышению энергозатрат на транспортирование угля, материалов и оборудования.

Преобладающий на шахтах Западного Донбасса способ подготовки и отработки запасов длинными столбами по восстанию и падению требует проведения большого объема участковых подготовительных выработок – бортовых и сборных ходков. Общеизвестно, что в сложных горно-геологических условиях залегания угольных пластов геомеханическое обеспечение технологической подготовки горных работ основывается на прогнозе элементов и частей шахтного поля и оценке состояния объектов, участвующих в процессах подземной добычи угля.

Выполненная оценка состояния горно-подготовительных работ показала, что особен-

ности эксплуатации наклонных выработок порожда.т проблемы вспомогательного транспорта, которые отмечаются практически на всех этапах горного производства: при проведении пластовых выработок, при ведении очистных работ, при монтаже секций механизированной крепи в подготавливаемых лавах, а также в процессе перекрепления выработок для повторного их использования.

Более того, с удалением горных работ к границам шахтных полей надежность технологических схем вспомогательного транспорта значительно снижается не только в участковых, но и в магистральных выработках. Обусловлено это тем, что действующие и проектируемые схемы грузопотоков ориентированы на применение традиционных видов рельсового транспорта – электровозы АМ8Д и концевую канатную откатку грузов. При длине трасс более 3-х км в подобных условиях эксплуатации пропускная способность выработок с локомотивной доставкой вспомогательных материалов оказалась наиболее энергоемкой, малоэффективной, а в отдельных ситуациях невозможной. В подобных ситуациях традиционные схемы вспомогательного транспорта при интенсификации процессов добычи угля не обеспечивают планируемые темпы проведения участковых наклонных выработок, что приводит к срыву графиков подготовки новых выемочных столбов.

С целью получения исходных данных для обоснования высокоадаптивной системы вспомогательного транспорта, ориентированной на развитие горных работ, разработана программа оценки состояния объектов горнотехнической обстановки и процессов горного производства. Понятие адаптивности технологической системы вспомогательного транспорта рассматривается несколько шире, чем ее надежность, так как предусматривает возможность изменения своей структуры, а также алгоритма функционирования системы в целом.

Оценка горнотехнических условий работы действующих звеньев подземного транспорта показала, что для перехода геологических нарушений вскрывающие и подготавливающие выработки проектируются искривленными в профиле и плане, а участковые подготовительные выработки, как правило, проводятся по пластам с волнистой гипсометрией и активным пучением пород почвы.

Многообразие горно-геологических условий и ограниченная адаптация традиционных средств вспомогательного транспорта обусловили необхо-димость проведения комплексного анализа и синтеза всех элементов технологической подготовки фронта очистных работ. С этой позиции технологическая подготовка фронта очистных работ рассматривается как система, состоящая из множества взаимодействующих подсистем, связующим элементом которых является вспомогательный транспорт, представленный единым транспортным средством для всех подсистем.

По рекомендациям НГУ, на отдельных шахтах региона, для своевременной подготовки выемочных столбов вместо локомотивной откатки успешно применяют напочвенные канатные дороги, которые действуют в качестве единого транспортного средства как при проведении участковых выработок, так и при повторном использовании сборных ходков действующих лав в качестве вентиляционных. Однако в последнем случае на состояние пластовых выработок, поддерживаемых в границах выемочного поля, существенное влияние оказывают не только геомеханические процессы, связанные с устойчивостью крепи подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ, но и состояние рельсового пути. Из-за знакопеременного профиля пути использование напочвенных средств вспомогательного транспорта становится проблематичным.

Обусловлено это тем, что при повторном использовании сборных ходков, в условиях активного пучения почв, адаптационные возможности напочвенных средств вспомогательного транспорта значительно снижаются. Связано это с необходимостью работы рельсового транспорта в условиях проведения значительного объема ремонтно-восстановительных работ по периодической подрывке почвы, рихтовке рельсовых путей и перекреплению выработок. В этой связи процесс перемещения грузов напочвенными видами транспорта в выра-

ботках со знакопеременным профилем пути необходимо рассматривать как работу вероятностной системы «боковые породы-крепь-рельсовый путь».

Для обеспечения пропускной способности транспортной выработки, повторно используемой в зоне влияния очистных работ, необходимо прогнозировать надежность ее работы, т.е. устанавливать:

– вероятность безотказной работы крепи и рельсового пути при условии их восстановления и постепенных проявлений горного давления $P_0(u(\tau))$;

– вероятность безотказной работы крепи и рельсового пути при условии аномальных проявлений горного давления $P_1(\tau)$.

Аномальные проявления горного давления выражаются уменьшением сечения рам крепи транспортной выработки и изменением профиля пути в результате активного пучения пород почвы [2].

В этой связи оценка надежности транспортных выработок с активным пучением почв описывается выражением

$$P(\tau) = P_0(u(\tau)) \cdot P_1(\tau) = P(\tau) \cdot \left[P_{01}(u) \cdot P_{02}(u) + P_{03}(u)\right],$$

где $P_{01}(u)$, $P_{02}(u)$ – вероятности безотказной работы рам крепи и рельсового пути при соответствующих смещениях $u = u(\tau)$ за период времени τ эксплуатации выработки;

$P_{03}(u)$ – условная вероятность безотказной работы рельсового пути и рам крепи от состояния почвы выработки.

По результатам маркшейдерских замеров состояния рельсового пути и арочной крепи транспортных выработок установлено, что вероятность отказа рельсового пути в результате активного пучения пород почвы для нормального стационарного процесса случайных подъемов отметок рельсового пути равна интегралу

$$\mathrm{Q}_{02}(u) = 1/s \int_0^s \xi(s,u)ds,$$

где $\xi(s,u)$ – вспомогательная случайная функция, определенная на всей длине выработки s

$$\xi(s,u)\begin{cases}1, \text{ если } s(u) > u_*, \\ 0, \text{ если } s(u) \le u_*\end{cases}$$

для предельно допустимых подъемов почвы u_*.

Периодическое появление событий, связанных с пучением почв и ведением ремонтно-восстановительных работ, снижает эффективность работы эксплуатируемых средств рельсового транспорта и требует разработки технологических схем вспомогательного транспорта, адаптируемых к реальным условиям эксплуатации.

В работах НГУ [2, 4] для шахт Западного Донбасса предлагались альтернативные варианты подготовки выемочных столбов с использованием отечественных канатных подвесных монорельсовых дорог (ПДМ). Однако результаты экспертной оценки технологических схем доставки грузов на шахтах «Красноармейская-Западная №1» и им. «Стаханова» показали, что для выработок, искривленных в профиле и плане, наиболее приемлемым проектным решением следует считать вариант с применением дизельных ПДМ.

Используя опыт применения на шахтах Западного Донбасса напочвенных канатных дорог в качестве единого транспортного средства при проведении и эксплуатации участко-

вых пластовых выработок, была разработана модель адаптивной схемы вспомогательного транспорта на базе использования дизельных ПДМ.

Сущность функционирования адаптивной схемы вспомогательного транспорта дизельных ПДМ и системы «ПАКОД» приведена на рис.1. Адаптивность схемы достигается путем комплексного использования дизельных ПДМ в качестве единого транспортного средства для доставки грузов к действующей лаве (объект №1), транспортирования секций механизированной крепи при монтаже очистного комплекса в разрезной печи подготавливаемой лавы (объект №2) и обеспечения вспомогательными материалами подготовительных забоев (объект №3), при проведении выработок нового выемочного столба.

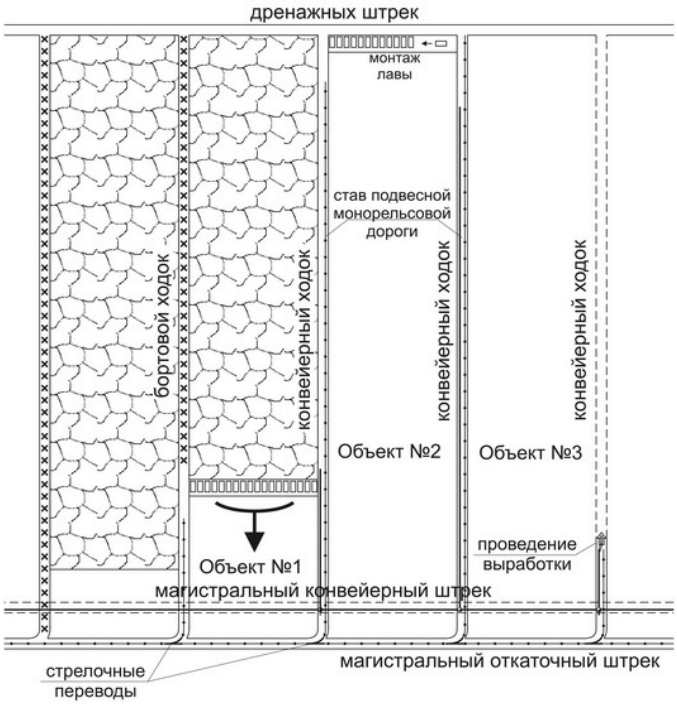


Рис. 1. Адаптивная схема обеспечения технологической подготовки горных работ на базе применения ПДМ

В условиях интенсификации горного производства комплексный подход необходим для координации во времени и пространстве процессов технологической подготовки фронта очистных работ. Обусловлено это тем, что для обеспечения пропускной способности транспортных выработок, расположенных в зоне влияния очистных работ и адаптации ПДМ к реальным условиям горного производства, необходимо осуществлять оптимальное оперативное управление процессами, одновременно выполняемыми в объектах №1, №2 и №3.

Необходимо отметить, что адаптационная способность схемы вспомогательного транспорта, оборудованной ПДМ, во многом зависит от геомеханического состояния процессов, связанных с очистными и подготовительными работами. Шахтными исследованиями [4] установлено, что на работоспособность ПДМ оказывают влияние форма и сечение выработок, свойства вмещающих пород и класс их устойчивости, а также случайные факторы. На рис. 2 отмечено состояние трассы монорельса по длине выработки, а также активные вертикальные смещения вмещающих пород и крепи в зонах крепления монорельса к верхняку арочной крепи.

Оценка функционального состояния ПДМ показала, что максимальные искривления профиля трассы приурочены к зонам активного расслоения пород кровли, которые сосредоточены над «несущими» арками – рамами крепи, к которым крепятся сопрягаемые звенья монорельса.

Инструментальными замерами установлено, что в процессе обыгрывания «несущих» арок породами кровли величина податливости верхняков, относительно ножек крепи, на 90…110 мм больше, чем в «рядовых» арках, расположенных в средней части сопрягаемых звеньев монорельса.

Необходимо отметить, что аналогичные, а возможно и более сложные, условия взаимодействия крепи с вмещающими породами следует прогнозировать при внедрении ПДМ на шахтах Западного Донбасса. Обусловлено это тем, что при проведении выработок в слабометаморфизованных породах крепь участковых подготовительных выработок будет деформироваться не только от вертикальных и горизонтальных смещений массива, но и от пе-

риодических поднятий почвы, вследствие выдавливания вязкопластических пород в выработки при действии горного давления.

Эксплуатация ПДМ в подобных условиях может привести к снижению скорости перемещения подвижного состава, что бессомненно повлияет на технико-экономические показатели работы перспективного для шахт Западного Донбасса вида вспомогательного транспорта. Подтверждением вышесказанного могут служить результаты исследований эксплуатационных параметров монорельсовых дорог на шахтах Красноармейского региона. Хронометражными замерами установлено, что в связи с непредусмотренным снижением скорости перемещения подвижного состава с 1,2 до 0,5 м/с, время доставки грузов увеличивается в 1,3-1,6 раза, по сравнению с расчетными показателями. По результатам экспертной оценки условий транспортирования грузов в участковых выработках выявлено, что основными причинами неравномерности перемещения подвижного состава являются: знакопеременный профиль трассы; отклонение габаритов и веса грузовых единиц от нормативных показателей; а также нестандартные (аварийные) ситуации, возникающие в процессе перевозки грузов.



Рис. 2. Состояние трассы монорельса и крепи подготовительной выработки в зонах активного смещения пород кровли

На основе изложенных выше представлений о закономерностях поведения транспортно-технологической системы можно констатировать, что для достижения планируемых показателей работы и расширения функций ПДМ в специфических условиях шахт Западного Донбасса необходимо разработать обобщенную модель ее функционирования и дать ей соответствующую технико-экономическую оценку. В дальнейшем на базе обобщенной модели разрабатываются варианты для конкретных условий эксплуатации и выполняется их экспертная оценка. В качестве обобщенной модели может быть использована схема обеспечения технологической подготовки горных работ на базе применения ПДМ, представленная на рис.1.

Например, результаты моделирования условий работы ПДМ при монтаже секций механизированной крепи в подготавливаемой лаве (рис.1, объект №2) показали, что процесс перемещения укрупненных грузовых единиц монорельсовыми дорогами в выработках, закрепленных арочной крепью, необходимо рассматривать как геомеханическую систему «боковые породы-арочная крепь-подвижной состав».

Если рассматривать вариант использования ПДМ для доставки горной массы, материалов, оборудования и людей в пределах объектов №1, №2, №3, то процесс транспортирования необходимо представлять в более широком аспекте – как элемент транспортно-технологической системы обеспечения фронта очистных работ.

Используя комплексную оценку физического состояния среды и поведения транспортно-технологической системы в целом, можно оптимизировать проектные решения, обеспечивающие ритмичность воспроизводства очистного фронта. Своевременное и ритмичное воспроизводство очистного фронта обеспечивается качеством планирования подготовительных работ и надежностью работы ПДМ как единого транспортного средства.

С позиций взаимной увязки во времени систем очистных и подготовительных работ необходимо для каждого конкретного варианта разрабатывать модель оптимального управления горно-подготовительными работами и повышения качества функционирования транспортной системы.

В настоящее время имеется хорошо апробированный математический аппарат и стан-

дартные программы расчета на ПЭВМ, которые могут успешно использоваться в условиях технического отдела шахты.

В качестве модели транспортно-технологической системы обеспечения фронта очистных работ с применением ПДМ можно использовать хорошо апробированный сетевой график. Сетевой график комплекса горно-подготовительных работ и транспортного их обеспечения представляет собой синтез отдельных цепочек, каждая из которых включает отработку лавы и совокупность горных выработок, обеспечивающих ей замену новой.

В соответствии с разработанной методикой оптимизации процессов воспроизводства очистного фронта задача планирования и управления транспортно-технологической системой формулируется следующим образом: при заданных времени и порядке отработки лав требуется своевременно подготовить взамен выбывающей лавы новую и так распределить работы во времени (с учетом технологической последовательности выполнения) и необходимые для их осуществления ресурсы, чтобы материальные, финансовые затраты и средние отклонения потребления людских ресурсов от имеющихся были бы минимальными в течение всего планового периода.

Список литературы

1. Основные положения по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1986. –356 с.

2. Научное обоснование производительности транспортно-технологических схем и параметров шахтного транспорта высокого технического уровня: Отчет о НИР / Национальный горный университет; Руководитель Л.Н. Ширин – № ГР 0105U000520. – Днепропетровск, 2006. – 126 с.

3. Супруненко А.Н. Обоснование надежности крепи и затрат на поддержание подготовительных выработок по смещениям контура в выемочных полях пологих и наклонных пластов шахт Кузнецкого бассейна: Автореф. ... канд. техн. наук. – Новосибирск, 1983. – 17 с.

4. Ширин Л.Н., Посунько Л.Н., Расцветаев В.А. Оценка эксплуатационных параметров подвесных монорельсовых дорог /Геотехническая механика. Межвед. сб. научн. тр. Днепропетровск, 2007. – №67. – С. 172-178.

УДК 622.235: 622.341.1

© С.А. Зубко,
М.Н. Кононенко

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ДОБЫЧЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Зроблено аналіз виробничої ситуації в області очисного виймання запасів руди з камер. Виконано теоретичні розрахунки параметрів буропідривних робіт при використанні різних діаметрів експлуатаційних свердловин. Встановлено закономірність зміни величини лінії найменшого опору зарядів від діаметра свердловин. Запропоновано технологічне рішення щодо ефективного процесу відбійки руди в очисних камерах.

Произведен анализ производственной ситуации в области очистной выемки запасов руды из камер. Выполнены теоретические расчеты параметров буровзрывных работ при использовании различных диаметров эксплуатационных скважин. Установлена закономерность изменения величины линии наименьшего сопротивления зарядов от диаметра скважин. Предложено технологическое решение по эффективному процессу отбойки руды в очистных камерах.

The analysis of an industrial situation is made in the field of an actual mining of reserves of ore of stopes. Theoretical calculations of parameters of drilling-and-blastings are executed at use of various diameters of operational wells. Law of change of size of a burden of charges from diameter of wells is established. The technological solution on effective process of breaking of ore in extraction stopes is offered.

ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» работает на базе Южно-Белозёрского месторождения и добывает богатые железные руды с помощью камерной системы разработки с последующим заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой. Отработка месторождения в настоящее время ведется в этажах 480-640, 640-740 и 740-840 м. Основным способом отбойки запасов руды в очистных камерах является буровзрывной. Для бурения эксплуатационных скважин наряду с отечественными буровыми станками НКР-100МПА применяются самоходные буровые станки шведского производства «Simba-H1352». Эксплуатационные скважины имеют диаметр 89, 102 и 105 мм.

Одним из основных технологических процессов, влияющих на качество добываемой руды, является процесс бурения и взрывания эксплуатационных скважин. Широкий спектр применяемого бурового оборудования и типов взрывчатых веществ зачастую приводит к их нерациональному взаимному применению. Эффективная эксплуатация Южно-Белозерского месторождения железных руд усложняется без усовершенствования технологии буровзрывных работ, а именно без полного использования энергии массива руды на больших глубинах в процессе отбойки эксплуатационных скважин.

Отсутствие достаточного научного обоснования при выборе рациональных диаметров скважин, способов расположения, типа взрывчатого вещества для заряжания эксплуатационных скважин ведёт к снижению безопасности горных работ, перерасходу материалов и энергии, а в целом приводит к повышению себестоимости добычи железной руды.

Таким образом, обоснование рациональных параметров технологии буровзрывных работ является актуальной задачей для ЗАО «ЗЖРК».

Учитывая технические характеристики и имеющуюся технику, к сравнению принимались следующие диаметры скважин: 89, 102, 105 и 130 мм. Бурение скважин диаметром 89 и 102 мм производится самоходным буровым станком вращательно-

ударного действия «Simba-H1352», а бурение скважин диаметром 105 и 130 мм станком ударно-вращательного действия НКР-100МПА.

Для расчёта оптимального диаметра к обуриванию принимаем стандартную камеру ромбической формы в этаже гор. 605-740 м со следующими параметрами: высота камеры $H_к$ = 100 м, ширина камеры $b_к$ = 30 м, длина камеры вкрест простирания $L_к$ = 50 м. Ширина вертикальной отрезной щели $b_{ощ}$ = 3 м; средняя глубина разработки $H_р$ = 673 м; применяемое ВВ: основное – граммонит 79/21, в качестве патрона-боевика – аммонит №6ЖВ; диаметр кондиционного куска $d_{кк}$ = 0,4 м; объёмный вес руды в массиве $\gamma_р$ = 4,0 т/м^3; коэффициент крепости руды по шкале проф. М.М. Протодьяконова f = 7,0.

Ниже представлена схема расположения скважин в веерах при использовании различных диаметров скважин.

Расчёт параметров БВР производили по методике проф. Ю.П. Капленко (Криворожский технический университет) [1, 2]:

Приведённый диаметр заряда, м:

$$d_{npi} = d_{зi} \cdot K_a \cdot \sqrt{\rho_0} \ ,$$

где $d_{зi}$ – диаметр заряда, м;

K_a – относительная работоспособность ВВ;

ρ_o – относительная плотность заряжания глубоких скважин.

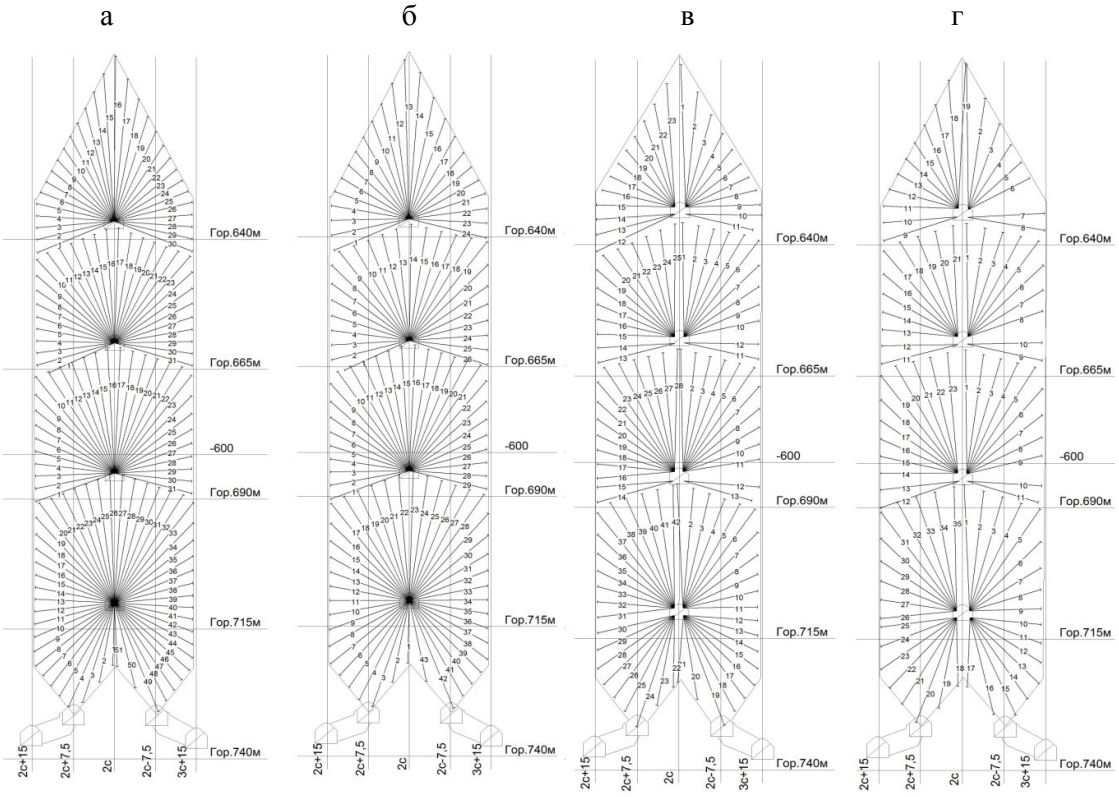


Рис.1. Схема расположения скважин в веере на примере камеры 2/2с гор. 605-740 м: а – при диаметре скважин 89 мм; б – при диаметре скважин 102 мм; в при диаметре скважин 105 мм; г – при диаметре скважин 130 мм;

Показатель взрываемости с учётом крепости руды:

$$C_o = K_o \cdot (20 + 56 \cdot e^{-0,2f}),$$

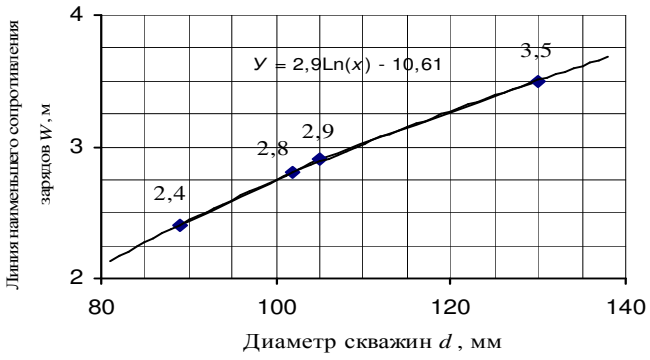


Рис. 2. Зависимость величины ЛНС зарядов от диаметра эксплуатационных скважин

где K_o – коэффициент отбойки, комплексно характеризующий условия отбойки.

Линия наименьшего сопротивления зарядов, м:

$$W_i = K \cdot C_{oi} \cdot d_{npi},$$

где K – коэффициент неоднородности массива.

Установленная закономерность величины ЛНС зарядов от диаметра скважин представлена рис. 2:

Проведя аппроксимацию при помощи программы Microsoft Excel 2003, получено уравнение зависимости ЛНС зарядов от диаметра эксплуатационных скважин:

$$W = 2{,}9Ln(d_{скв}) - 10{,}61, \text{ м}$$

при $R^2 = 98\%$.

Для определения качественной оценки отбойки руды различными диаметрами эксплуатационных скважин использовались следующие показатели:

Коэффициент сближения скважинных зарядов:

$$m_i = 0{,}02 \cdot (C_{oi} + 20).$$

Расстояние между зарядами ВВ в торце скважин веера, м:

$$a_i = m_i \cdot W_i .$$

Выход руды с 1 м скважины, т/м:

$$\lambda_i = \frac{a_i \cdot W_i \cdot \gamma}{K_{рб}},$$

где γ_P – плотность руды, т/м^3; $K_{рб}$ – коэффициент, учитывающий способ разбуривания массива.

Удельный расход ВВ на отбойку, кг/т:

$$q_i = \frac{K_н \cdot U_i}{\lambda_i},$$

где $K_н$ – коэффициент недозаряда глубоких скважин; U_i – масса ВВ на 1 м скважины, табл.3 [1];

Длина образующейся воронки выброса, м:

$$R_i = W_i \cdot \sqrt{1 + \frac{1}{K^2}} .$$

Относительное значение радиуса воронки выброса, выраженное в средних размерах куска руды, приходящегося на 1метр скважины:

$$r_i = \frac{R_i}{\sqrt[3]{\frac{\lambda_i}{\gamma}}},$$

Относительный диаметр среднего куска отбитой руды:

$$d_{cp}{}^{o}{}_{i} = n \cdot r^{b} \cdot e^{cr},$$

где *n, b, c* – эмпирические коэффициенты, зависящие от способа взрывания, табл.1 [1].

Диаметр среднего куска дробленой руды, м:

$$d_{cpi} = d_{cp}{}^{o}{}_{i} \cdot d_{np}.$$

Выход негабаритных фракций, %:

$$B_{ni} = 100 \cdot \left[1 - e^{-\alpha \left(2\frac{d_{cpi}}{d_k} - 0,4 \right)^{\beta}} \right],$$

где α, β – коэффициенты, зависящие от размера кондиционного куска.

Полученные результаты расчета параметров БВР при использовании различных диаметров эксплуатационных скважин приведены в таблице.

Таблица

Основные показатели БВР

№ п/п	Наименование показателя	Диаметр скважин, мм			
		89	102	105	130
1	Показатель взрываемости	30,35	30,33	30,32	30,29
2	ЛНС зарядов, м	2,4	2,8	2,9	3,5
3	Расстояние между торцами скважин в веере, м	2,4	2,8	2,9	3,5
4	Выход руды с 1 м скважины	11,52	15,68	16,82	24,5
5	Масса ВВ на 1м скважины, кг	6,86	8,96	9,5	14,6
6	Удельный расход ВВ, кг/т	0,447	0,429	0,424	0,447
7	Количество ВВ на отбойку, кг	226259	218632	215581	227275
8	Диаметр среднего куска дробленой руды, м	0,23	0,24	0,24	0,27
9	Выход негабаритных фракций, %	2,53	2,84	2,84	3,84
10	Суммарная длина скважин, м	43977	32535	30257	20756
11	Количество вееров, шт.	21	18	17	14
12	Длина скважин в веере, м	2094	1808	1780	1483
13	Заряжаемая длина скважин в веере, м	1571	1356	1335	1112
14	Общее количество скважин, шт.	3003	2196	2006	1372
15	Средняя глубина скважин, м	14,6	14,8	15,1	15,1
16	Балансовый запас камеры, т	508446			

На показатели очистной выемки значительно влияют диаметр среднего куска дробленой руды и выход негабаритных фракций. Так, удешевление отбойки может ухудшить дробление руды, а это увеличит объём вторичного дробления, снизит производительность доставки руды. В большинстве случаев рациональные решения должны приниматься по комплексу процессов.

Условия механизации очистных работ имеют существенные особенности: рабочие места часто перемещаются – через каждые несколько часов или дней. В связи с непостоянством рабочих мест использование переносного оборудования, такого как НКР-100МПА, ограничивает его мощность, кроме того, требует большого объёма трудоёмких работ, в основном – ручных работ по переносу, монтажу и демонтажу оборудования. Вместе с тем, наибольший эффект даёт мощное буровое оборудование, такое как «Simba-H1352», особенно при крепких рудах.

По сравнению с лучшими образцами пневматических перфораторов гидравлические обеспечивают увеличение скорости бурения в 3 раза, меньший расход энергии, более высокую износостойкость бурового инструмента, гораздо более благоприятные санитарно-гигиенические условия труда бурильщиков. Полностью механизировано перемещение на новые места бурения скважин.

Бурение эксплуатационных скважин установкой «Simba-H1352», оборудованной мощным гидравлическим перфоратором COP-2550DEX, в 2 раза сокращает количество недобуров, позволяет повысить безопасность труда путём управления от 2 до 5 установками одним оператором, находящимся в отдельном помещении (включая поверхность) по видеоканалам, а также с выносного пульта, расположенного в 5…8 м от забоя. За счёт мощного бурового става достигается высокая точность бурения и прямолинейность скважин, возможность бурения в режиме «противозаклинивания» в трещиноватых рудах.

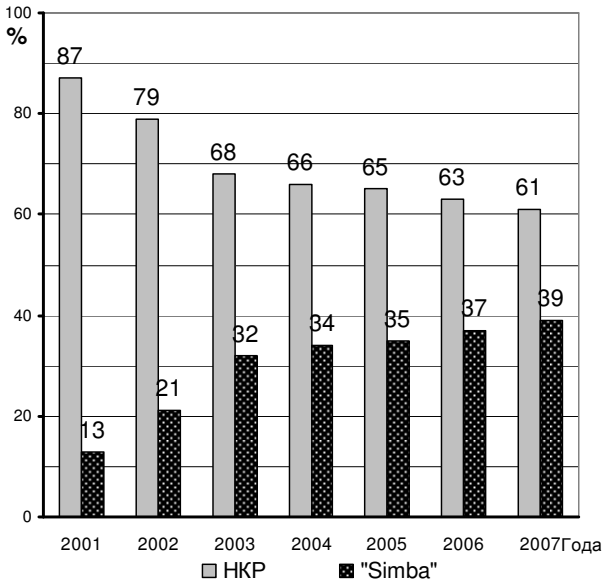


Рис. 3. Соотношения объёмов работ по глубокому бурению в зависимости от выбранного оборудования

С точки зрения заряжания скважин ВВ, диаметр эксплуатационных скважин 102 мм – оптимальный из условий продувки от бурового шлама и рудной просыпи, а также формирования заряда и степени надёжности детонации. Учитывая результаты расчета параметров БВР, технические и технологические показатели комплекса бурение эксплуатационных скважин целесообразно производить установкой «Simba-H1352».

Анализ соотношения объёмов работ по глубокому бурению в зависимости от выбранного оборудования на ЗАО «ЗЖРК» показывает, что каждый год доля бурения станками НКР-100МПА уменьшается на 4…5% и в скором времени сохранится только на подсечках и разворотах камеры, горизонтах с локомотивной откаткой. Динамика соотношения объёмов глубокого бурения в зависимости от выбранного оборудования приведена на рис. 3.

Выполненные расчеты параметров буровзрывных работ при использовании различных диаметров эксплуатационных скважин, позволило:

– определить рациональный диаметр эксплуатационных скважин равный 102 мм;

– установить закономерность определения величины линии наименьшего сопротивления зарядов от диаметра скважин, которая изменяется по логарифмическому закону;

– применить технологическое решение в области очистной выемки по повышению безопасности труда рабочих, ресурсосбережению.

Список литературы

1. Методические указания к расчету параметров буровзрывных работ / Сост. Ю.П. Капленко, В.А. Корж. – Кривой Рог: КГРИ, 1989. – 20 с.

2. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криворожского бассейна и ЗЖРК-1. – Кривой Рог, 1977. – 35 с.

УДК 622.232.72.054:621.317.38

© В.И. Бузило,
В.П. Сердюк,
А.Г. Кошка,
С.И. Юнак,
В.И. Ефремов

ВЛИЯНИЕ ФОРМЫ ЗАБОЯ НА ЭНЕРГОЗАТРАТЫ И СОРТНОСТЬ ДОБЫВАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ

Проведено порівняльний аналіз енерговитрат комбайнів, виконавчі органи яких надають різні форми вибою. Зроблені висновки про співвідношення крупності вугілля залежно від конфігурації вибою. Проаналізована залежність між енергоспоживанням і швидкістю подачі, шириною захвату, конфігурацією вибою при видобутку вугілля комбайном з різними виконавчими органами.

Проведен сравнительный анализ энергозатрат комбайнов, исполнительные органы которых придают различные формы забою. Сделаны выводы о соотношении крупности угля в зависимости от конфигурации забоя. Проанализированы зависимости между энергопотребляемостью и скоростью подачи, шириной захвата, конфигурацией забоя при добыче угля комбайном с различными типами исполнительных органов.

Comparative analysis of combines power inputs, executive branches which are formed by different forms of coalface. Conclusions about correlation of coal fragmentation size depending on the extraction methods are done. Dependences are analysed between power consumption and serve speed, coverage, coalface configuration coal production by combine with different effectors.

Угольная промышленность является не только крупным производителем энергоресурсов, но и их потребителем. На шахтах, например Западного Донбасса, в среднем на выемку одной тонны угля комбайнами расходуется около 1 кВтч·т электроэнергии. Следовательно, за год лишь шахты одного объединения расходуют миллионы киловатт-часов электрической энергии.

Стоимость отправляемого потребителю угля зависит от качества и его сортности. В свою очередь, сортность определяется крупностью образующихся при отбойке кусков угля в лавах. Современные угледобывающие комбайны измельчают добываемую горную массу и дают выход штыба – угля класса менее 6 мм, более – 50%. Обогащение такой горной массы производится в основном методом флотации, являющимся самым дорогим из существующих способов обогащения мелкого угля [1].

Поиск путей снижением расходов электроэнергии на выемку угля, выполнение других производственных процессов с одновременным повышением выхода крупных классов и снижением расходов на обогащение является актуальным, так как он направлен в итоге на повышение эффективности работы отрасли.

Поиском оптимальной формы угольных забоев занимались многие ученые. Так, Игнатьев А.Д. [2] приводит пример сорока таких форм забоя. Единого мнения о характере распределения напряжений в краевой части пласта и о его влиянии на енергозатраты добычи сортности угля пока нет. Это объясняется недостаточной изученностью сложных процессов распределения напряжений при переходе пород из объемного состояния в плоское, а также изменчивостью параметров среды. Форма груди забоя определяет главным образом устойчивость краевой части угольного пласта. Чаще всего на тонких и средней мощности угольных пластах форма забоя прямолинейна, т.е. плоскость забоя перпендикулярна почве и кровле пласта. Такая форма приводит к равномерному распределению напряжений по всей высоте забоя и одинаковым условиям отделения угля от массива пласта. Современные выемочные машины – комбайны, струги, конвейер-струги и другие разрушают краевую часть пласта в большинстве случаев резанием угля, и форма забоя при этом, в основном, прямолинейна, что приводит к значительным энергозатратам на добычу угля.

На шахте «Терновская» ОАО «Павлоградуголь» при отработке пласта c_5 мощностью 1,05 м с прочным и вязким углем в лаве, имеющей прямолинейную форму забоя, по типовой методике и соответствующим нормативным документам были проведены исследования энергозатрат добычи и сортности горной массы. Аналогичные исследования проведены в этой же лаве, но уже имеющей почвоуступную форму забоя. Оба комбайна однотипны исполнительные органы – барабанного типа с вертикальной осью вращения, отличающиеся только формой исполнительных органов. Извлекаемая мощность пласта c_5 в обеих лавах одинакова. Горно-геологическая характеристика участка не изменялась.

Верхняя часть экспериментального исполнительного органа очистного комбайна, создающая опережающий вруб у кровли, занимала 35% мощности пласта и работала в условиях, аналогичных условиям работы исполнительного органа обычного серийного комбайна МК-67. Нижняя же часть органа, отбивающая большую по высоте часть пласта, не резала угольный пласт, а отделяла и разбивала его, о чем свидетельствует большой выход крупных кусков угля и снижение энергозатрат на его разрушение. Иначе говоря, в верхней части условия разрушения пласта мало чем отличались от таковых при прямолинейном забое и мощности пласта равной 0,4 м. Измерения энергозатрат добычи на обоих комбайнах производились самопишущим киловаттметром Н379 при различных режимах нагружения электродвигателя комбайна. При этом варьировали скоростью подачи комбайна при постоянной ширине захвата и шириной захвата комбайна при постоянной его скорости.

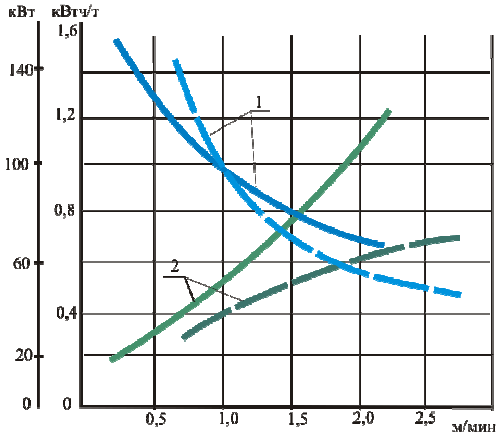


Рис. 1. Графики энергоемкости добычи (1) и потребляемой мощности электродвигателем комбайнов (2) в зависимости от скорости подачи комбайнов: —— МК-67; – – – МК-67 ЗД

Обработка результатов замеров показала, что между потребляемой мощностью электродвигателями обоих комбайнов, энергозатратами добычи и скоростью подачи существуют зависимости, графики которых представлены на рис. 1. Из анализа этих зависимостей следует, что при увеличении скорости подачи комбайна удельные затраты отбойки и погрузки горной массы для обоих комбайнов уменьшались. Однако при работе комбайна с почвоуступной формой забоя это уменьшение проявлялось наиболее интенсивно. В испытуемом диапазоне скоростей подачи комбайна МК-67 ЗД (с экспериментальным исполнительным органом) от 0 до 2,76 м/мин потребляемая мощность изменялась в пределах от 20 до 66 кВт, что значительно меньше паспортной мощности комбайна ($P_{час}$ = 115 кВт).

Представляют интерес результаты исследований энергоемкости добычи горной массы и потребляемой мощности электродвигателем комбайна МК67 (серийный) в зависимости от ширины захвата при постоянной скорости подачи, равной 1,62 м/мин (рис. 2).

Эти исследования показали, что увеличение ширины захвата от 0 до 0,8 м приводит к увеличению потребляемой мощности от 20 до 85 кВт и снижению энергозатрат выемки угля до 0,70 кВтч·т. В результате этих исследований также установлено, что при скорости 1,62 м/мин и одинаковой ширине захвата 0,5 м энергозатраты добычи серийным комбайном составляли 0,95 кВтч, а экспериментальным комбайном – 0,66 кВт·ч, то есть на 32% ниже, чем при добыче серийным. При скоростях подачи комбайна более 2 м/мин эта разница увеличивалась еще значительнее.

Исследования сортности добываемой горной массы производили согласно ГОСТу 2093-69 также при работе указанных выше комбайнов. Результаты этих исследований представлены на гистограмме, приведенной на рис. 3. Из которой следует, что при работе серийного комбайна выход горной массы крупностью 0-6 мм составлял более 49%, т.е. выход штыба практически был

равен половине добычи, тогда как при работе экспериментального комбайна – всего лишь около 17%.

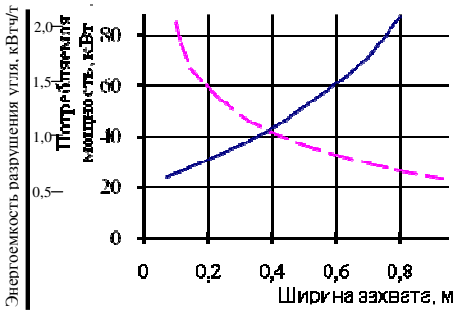


Рис. 2. Характеристика энергозатрат:
—— потребляемая мощность комбайна
– – энергозатраты на добычу 1 т угля

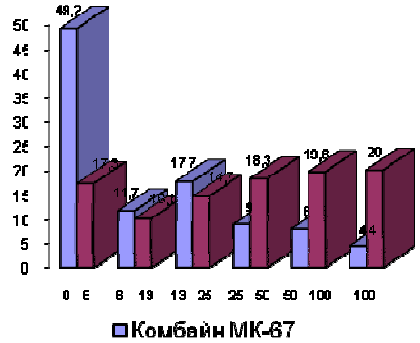


Рис. 3. Диаграмма выхода разных классов угля при выемке комбайнами МК-67 и МК-67 ЗД

Выход горной массы крупностью более 25 мм из лавы с новым исполни тельным органом составил около 58%, что почти в 2,5 раза больше, чем из лавы, оборудованной комбайном МК67. Увеличение выхода крупных фракций при работе экспериментального исполнительного органа комбайна происходило за счет отжима угольного уступа почвой пласта и улучшения условий работы исполнительного органа комбайна.

Следовательно, сортность добываемого угля при почвоуступной форме забоя значительно выше, что говорит о перспективности выемки угля с опережающим врубом. При такой форме забоя используются силы горного давления для отделения угля от массива, в результате чего происходит значительное увеличение выхода крупных классов добываемого угля и одновременное снижение энергозатрат на добычу на 0,29 кВт·ч на каждой тонне добычи.

Таким образом, изменив прямоугольную форму очистного забоя на почвоуступную, и создав опережающий минимальный по мощности пласта вруб, увеличим производительность комбайна за счет увеличения скорости их подачи и значительно уменьшим энергозатраты на отделение от пласта и разрушение угля. Кроме того, опережающий вруб позволит более эффективно отрабатывать высокогазоносные и выбросоопасные угольные пласты за счет эффекта опережающего вруба.

Выводы

– Изменение прямолинейной формы очистного забоя на почвоуступную позволяет существенно снизить нагрузку на комбайн и увеличить его производительность за счет увеличения скорости подачи.

– Энергоемкость выемки, например, тонкого пласта и погрузки отбитого угля с применением верхнего опережающего вруба, уменьшается на 0,29 кВт·часа на каждой добытой в лаве тонне угля.

– Выход штыбов (угля класса 0...6 мм) при этом снижается на 30...32%, тем самым повышается качество получаемого в забое угля.

Список литературы

1. Петухов И.М. Батугина И.М. Геодинамика недр // Коммюникейшенс ЛТД, 1999.

2. Игнатьев А.Д. Исследование устойчивости очистного забоя. – М.: Наука, 1967. – С. 91.

УДК 622.625.28-83-592.112 © А.Н. Коптовец

ВЫБОР ФОРМЫ СВЯЗИ МЕЖДУ ПАРАМЕТРАМИ ТРЕНИЯ ТОРМОЗНОГО МЕХАНИЗМА С ПРИМЕНЕНИЕМ ДИСКРИМИНАЛЬНОГО АНАЛИЗА

Застосування статистичної дискримінації різних виразів залежності при високій їх ідентичності дозволяє побудувати адекватну їй математичну модель. В результаті використання методу Бокса-Хілла намічається деякий єдиний підхід у проведенні різних експериментів по випробуванню фрикційних вузлів. Кінетична характеристика тертя колодочно-колісного гальмівного механізму шахтних локомотивів відрізняється високою інтенсивністю залежності в порівнянні з рухомим складом в інших галузях транспорту, що викликає необхідність управління силою тертя.

Применение статистической дискриминации различных выражений зависимости при высокой их идентичности позволяет построить адекватную ей математическую модель. В результате использования метода Бокса-Хилла намечается некоторый единый подход в проведении различных экспериментов по испытанию фрикционных узлов. Кинетическая характеристика трения колодочно-колесного тормозного механизма шахтных локомотивов отличается высокой интенсивностью зависимости по сравнению с подвижным составом в других отраслях транспорта, что вызывает необходимость управления силой трения.

Application of statistical discrimination of various expressions of dependence at their high identity allows to construct mathematical model adequate to it. As a result of use of a method of Boksa-Hilla some uniform approach in carrying out of various experiments on test of frictional units is planned. The kinematic characteristic of friction of the kolodochno-wheel brake mechanism of mine locomotives differs high intensity of dependence in comparison with a rolling stock in other branches of transport that causes of management of force of friction.

Процесс трения в тяжелонагруженных фрикционных устройствах, каким является тормоз, отличается сложностью взаимодействия рабочих параметров. Современные методы анализа не позволяют получать аналитически выходные характеристики тормоза по входным параметрам его режимов работы. Этим объясняется преобладание эмпирических методов при исследовании работоспособности и надежности фрикционных тормозов.

Анализ выполненных экспериментальных исследований триботехнических соединений показывает, что результаты, полученные различными авторами, неоднозначны и несопоставимы. Так, изменение коэффициента трения впервые выражено в 1861 году эмпирической формулой гиперболического вида. За прошедший период зависимость уточняли выражениями экспоненциального вида и полиномами различной степени [1-3]. До настоящего времени на железнодорожном транспорте пользуются зависимостью коэффициента трения тормозных колодок от скорости скольжения и усилия нажатия в гиперболической форме. Вид формулы выбран «принимая во внимание все обстоятельства и результаты опыта... Кроме того ..., чтобы можно было бы применить расчет по приведенному коэффициенту трения» [4]. В Институте машиноведения разработан единый закон, позволяющий аппроксимировать значительное число видов экспериментальных зависимостей [5].

Анализ свидетельствует о том, что аппроксимация экспериментальных зависимостей характеристик тормоза, в частности коэффициента трения, строится из общей предпосылки, что функция в интервале измерения удовлетворяет теореме Вейерштрасса, утверждающей, что для непрерывной на замкнутом интервале функции можно построить последовательность полиномов, которая будет равномерно стремиться к этой функции на всем промежутке интервала. Полиноминальный ряд при этом каждый исследователь ограничивает, исходя из феноменологических представлений, что является причиной неустойчивости решений.

Такой подход в выборе аппроксимирующей функции отражает определенную точку зрения части специалистов. Они считают [6], что выбор функции находится за пределами человеческих возможностей и поэтому тип функций следует выбрать произвольно, эмпирически подбирая наиболее удобный тип модели. Противоположная точка зрения заключается в том, что тип функции должен быть строго обоснован. Некоторый единый подход к различным видам эксперимента и представлению его результата дают современные методы математической статистики и теории вероятности.

В случае невозможности обоснования типа функции для построения модели, несколько алгебраических формул подвергают статистическому анализу. Возможна ситуация, когда степень соответствия исходных данных и значений, вычисленных по каждому уравнению, идентична. Отдать предпочтение одной из моделей при этом невозможно, и целью дальнейшего анализа является отыскание такой области экспериментальных условий, в которой можно было бы выделить одну из предложенных моделей. Условия проведения $(n + 1)$-го опыта определяются дискриминантным анализом по методу Бокса-Хилла [7]. Применение метода дало нам возможность построить математическую модель, адекватно описывающую изменение коэффициента трения φ колодочно-колесного тормоза шахтных локомотивов в зависимости от скорости движения V и усилия нажатия тормозных колодок K.

Исходные данные при этом анализировали 4-мя типами уравнений: линейным, параболическим, гиперболическим и степенным. Показатели связи для каждой группы данных приведены в таблице. Мера идентичности (коэффициент корреляции R) не позволяет выделить лучшую модель.

Экспериментирование продолжали до тех пор, когда вероятности получения по каждой формуле определенного значения φ различились.

Априорная вероятность (удовлетворяет теореме Байеса) получения определенного значения φ в $(n + 1)$ опыте выражается как апостериорная вероятность наблюдения его в n-ом опыте

$$P_k^{(n)} = \frac{P_k^{(n-1)} p_k(\varphi^{(n)})}{\sum_{k=1}^{4} P_k^{(n-1)} p_k(\varphi^{(n)})},$$

где $k = 1,2,3,4$ – номер модели зависимости согласно таблице;

$P_k^{(n-1)}$ – апостериорная вероятность наблюдаемого значения φ при $(n–1)$-ом измерении;

$p_k(\varphi^{(n)})$ – плотность распределения вероятности наблюдаемого значения φ при n-ом измерении.

Для k -ой модели:

$$p_k(\varphi^{(n)}) = \frac{1}{\sqrt{2\pi(S_\varphi^2 + S_k^2)}} \cdot \exp\left[-\frac{1}{2}\frac{(\varphi_k^{(n)} - \bar{\varphi}_k^{(n)})^2}{S_\varphi^2 + S_k^2}\right],$$

где $\bar{\varphi}_k^{(n)}, \varphi^{(n)}$ – соответственно вычисленное и измеренное значение φ в n-ом опыте.

Условия проведения $(n + 1)$ -го опыта назначали из условия максимума дискриминантной функции:

Таблица

Статистические зависимости коэффициента трения тормоза

Характер испытаний. Состояние контактирующих поверхностей	Объем выборки	Уравнение регрессии	Показатели корреляции			Оценка дисперсии*		Метод измерения тормозной силы
			R	$r_{\varphi k \cdot v}$	$r_{\varphi v \cdot k}$	S_φ^2	S_k^2	
Лабораторный эксперимент. Контакт колес с рельсами отсутствует	270	$\bar{\varphi} = 0{,}739 - 0{,}209 \cdot 10^{-3} K - 0{,}86 \cdot 10^{-1} V$	0,98	-0,69	-0,71	0,00934	0,00018	Используя моментную характеристику привода
		$\bar{\varphi} = 0{,}805 - 0{,}278 \cdot 10^{-3} K - 0{,}135 V + 0{,}59 \cdot 10^{-7} K^2 + 0{,}14 \cdot 10^{-1} V^2$	0,98	-0,96	-0,71		0,00420	
		$\bar{\varphi} = 0{,}125 + \frac{87{,}8}{K} + \frac{0{,}253}{V}$	0,97	0,66	0,72		0,00097	
		$\bar{\varphi} = 4{,}44 K^{-0{,}358} \cdot V^{-0{,}393}$	0,96	-0,66	-0,70		0,00102	
Промышленный эксперимент. Характерные условия угольных шахт	180	$\bar{\varphi} = 0{,}478 - 0{,}61 \cdot 10^{-4} K - 0{,}17 \cdot 10^{-1} V$	0,54	-0,22	-0,44	0,00212	0,00067	Усилия в рычагах подвески тормозных колодок
		$\bar{\varphi} = 0{,}557 - 0{,}202 \cdot 10^{-3} K - 0{,}55 \cdot 10^{-1} V + 0{,}153 \cdot 10^{-6} K^2 + 0{,}87 \cdot 10^{-2} V^2$	0,62	-0,22	-0,44		0,00918	
		$\bar{\varphi} = 0{,}342 + \frac{17{,}8}{K} + \frac{0{,}661}{V}$	0,64	0,26	0,54		0,00125	

* $S_\varphi^2 = \frac{1}{n-1}\sum(\varphi_i - \bar{\varphi})^2$, $\bar{\varphi} = \frac{1}{n}\sum_1^n \varphi_i$; $S_k^2 = \frac{1}{n-2}(\varphi_i - \tilde{\varphi}_i)^2$, $\tilde{\varphi}_i$ – значения, вычисленные до k-ому уравнению ($k = 1, 2, 3, 4$).

В показателях корреляции после точки индексы закрепленных факторов.

$$F_4 = \frac{1}{2}\sum_{k=1}^{4} P_k^{(n)} P_{k+1}^{(n)} \left[\frac{S_k^2 - S_{k+1}^2}{(S_\varphi^2 + S_k^2)(S_\varphi^2 + S_{k+1}^2)} + \left(\bar{\varphi}_k^{(n+1} - \bar{\varphi}_{k+1}^{n+1}\right)^2 \left(\frac{1}{S_\varphi^2 + S_k^2} + \frac{1}{S_\varphi^2 + S_{k+1}^2} \right) \right],$$

где $\bar{\varphi}_k^{(n+1)}$ – предсказанное k-й моделью значение φ в $(n + 1)$-ом опыте.

Вычисления выполняли следующим образом: задавали значения аргументов K, V и по предложенным зависимостям определяли значение $\bar{\varphi}_k^{(n+1)}(K,V)$. Если F_4 при этом не достигала максимального значения, то проводили $(n + 1)$ опыт, по его результатам уточняли коэффициенты уравнений регрессии, определяли F_4 из условий следующего опыта и т.д.

На рис. показано распределение вероятности по каждой модели в процессе экспериментирования. Начальные значения апостериорных вероятностей приняты равными $1/k$, то есть $P_1^{(9)} = P_2^{(9)} = P_3^{(9)} = P_4^{(9)} = 0{,}25$. Априорные вероятности для анализируемых моделей по пяти дополнительно проведенным опытам заметно разделились. Следовательно, линейная модель

$$\varphi = 0{,}731 - 0{,}202 \cdot 10^{-1} K - 0{,}85 \cdot 10^{-1} V \pm 0{,}0015$$

наилучшим образом описывает изменение коэффициента трения в области экспериментальных условий – скорости движения 1...3 м/с и тормозного нажатия колодок 4,3...11,5 кН и может применяться в качестве рабочей характеристики процесса колодочно-колесного тормоза локомотивов.

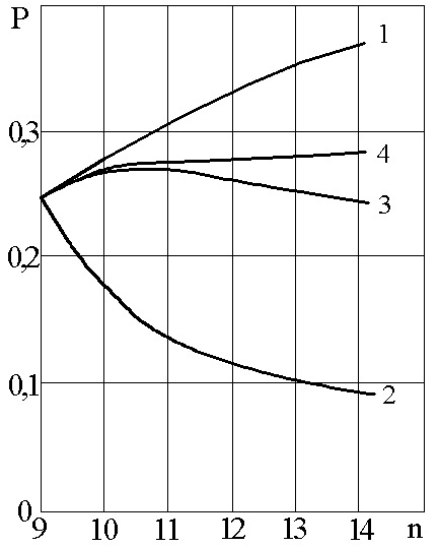


Рис. Распределение в процессе эксперимента статической вероятности расчетных значений коэффициента трения по моделям: 1 – линейная, 2 – параболическая, 3 – гиперболическая, 4 – степная

Проверка адекватности модели по F-критерию [8] подтверждается высокой сходимостью расчетных значений φ с экспериментальными.

Стабильность коэффициента трения тормоза составляет

$$\alpha_{cm} = \frac{\varphi_{cp}}{\varphi_{\max}} = 0{,}74$$

и на 96% ($R = 0{,}96$) определяется нагрузочным и скоростным режимами.

Для колодочно-колесного тормоза шахтных локомотивов имеет место падающая кинематическая характеристика трения высокой интенсивности, что требует управления силой трения в тормозном механизме. Математическая теория трения не рассматривает зависимость силы трения от скорости скольжения.

Резюмируя вышеизложенное, можно сделать вывод о принципиальной приемлемости вероятностно-статистического анализа для решения задач прогноза многофакторных процессов торможения.

Список литературы

1. Крагельский И.В., Щедров В.С. Развитие науки о трении. – М.: Издательство АН СССР, 1956.
2. Карвацкий Б.Л. Общая теория автотормозов. – М.: Трансжелдориздат, 1947.
3. Пыжевич Л.М. Расчет фрикционных тормозов. – М.: Машиностроение, 1964.
4. Егорченко В.Ф. Тормозные исследования НИИЖТа. – 1936.
5. Чичинадзе А.В, Гинзбург А.Г., Лиеовская Л.Б. Расчет режимов работы тормозных устройств //Вестник машиностроения, 1970.
6. Френкель А.А. Многофакторные корреляционные модели производительности труда. – М.: Экономика, 1966.
7. Мирзаджанэаде А.Х. Математическая теория эксперимента в добыче нефти и газа. – М.: Недра, 1997.
8. Румшинский Л.В. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука, 1971.

УДК 622.274.217.2

© В.И. Сулаев,
В.И. Доценко

ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ СХЕМАМ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА С ЗАКЛАДКОЙ И СПОСОБЫ ИХ РЕАЛИЗАЦИИ

Обґрунтовані фактори, що обумовлюють застосування закладки, технологічні схеми з закладкою та способи їх реалізації.

Обоснованы факторы, обусловливающие применение закладки, технологические схемы с закладкой и способы их реализации.

Are grounded factory, which determine application of book-mark, technological charts and methods of their realization.

Основными факторами, вызывающими необходимость применения закладки выработанного пространства на шахтах Западного Донбасса являются:

- охрана земельных угодий, зданий и сооружений от подработки;
- повышение устойчивости боковых пород в рабочем пространстве очистных забоев;
- повышение устойчивости боковых выработок с целью их повторного использования;
- утилизация породы от проведения подготовительных горных выработок;
- утилизация присекаемых в очистных забоях при селективной отработке пластов.

Необходимость применения технологии очистных работ с закладкой может быть вызвана как одним, так и несколькими из перечисленных факторов.

В зависимости от задач, которые необходимо решить в результате применения закладочных работ, к технологическим схемам, кроме общих, предъявляются свои специфические требования (рис.). Например, при закладке выработанного пространства с целью предотвращения опасных просадок земной поверхности главной целью является обеспечение максимальной плотности закладочного массива. Это требование особенно

важно для условий шахт Западного Донбасса, где осадки земной поверхности достигают значительных величин. Увеличение плотности закладочного массива может быть достигнуто за счет использования материалов закладки, обладающих высокими компрессионными свойствами путем добавления к шахтной породе 25-30% песка; применения закладочного трубопровода с торцевым выпуском породы или боковым выпуском с незначительным отклонением траектории движения закладочного материала от оси закладочного трубопровода; правильного выбора расстояния между выпусками породы, оптимальных параметров орошения. Закладочный массив не должен иметь пустот и по возможности должен занимать все выработанное пространство между кровлей и почвой.

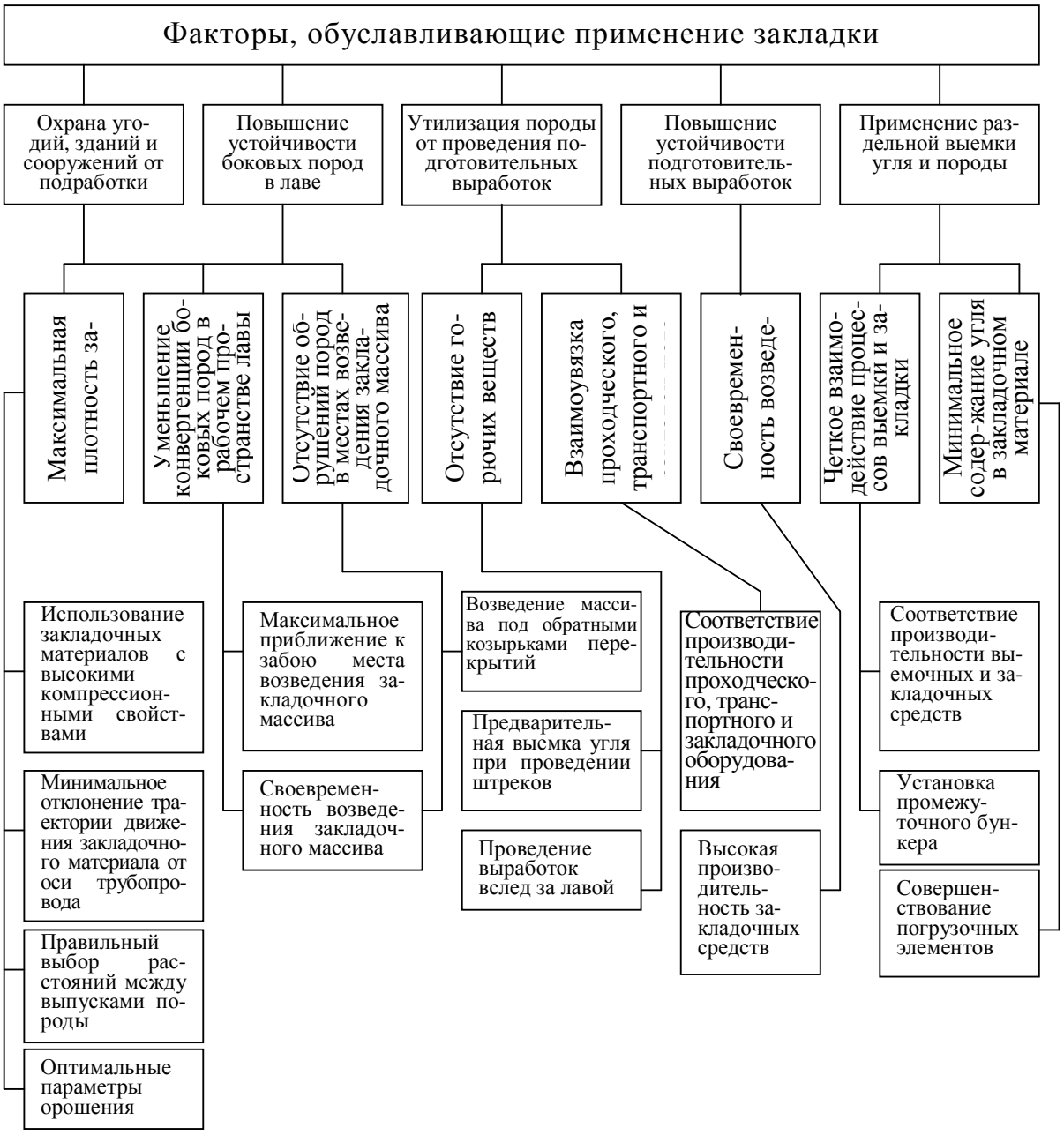


Рис. Требования, предъявляемые к технологическим схемам с закладкой и способы их реализации

Немаловажным требованием для обеспечения минимальной просадки земной поверхности является также конвергенции боковых пород в рабочем пространстве лавы. Величина сближений боковых пород, согласно нашим исследованиям, пропорциональна ширине рабочего пространства, поэтому необходимо стремиться максимально приблизить к забою место формирования закладочного массива и обеспечить своевременность его возведения.

Исследования показали, что при управлении кровлей полной закладкой повышается устойчивость боковых пород в рабочем пространстве лавы, во многих случаях снижается нагрузка на механизированную крепь. Поэтому полную закладку в условиях шахт Западного Донбасса технически целесообразно применять, прежде всего, при разработке пластов в сложных горно-геологических условиях [1].

Особенно часто обрушения пород кровли происходят на концевых участках лавы. Для предотвращения этих обрушений и уменьшения расхода лесоматериалов отработку пластов необходимо производить с выкладкой бутовых полос в местах сопряжения очистного забоя с подготовительными выработками. Охрана штреков бутовыми полосами позволит уменьшить величины сближений кровли и почвы подготовительных выработок до 30% по сравнению с охраной штреков кострами, что создает условия для повторного их использования.

В проектах шахт Западного Донбасса не предусматривалось строительство закладочных комплексов, поэтому осуществлять спуск и транспортирование закладочных материалов с поверхности к очистным забоям без реконструкции шахт весьма затруднительно. Кроме этого, хвосты обогащения значительно обводнены и не могут использоваться в качестве закладочного материала без предварительной подсушки.

Учитывая опыт отечественных угледобывающих предприятий, по нашему мнению, для шахт Западного Донбасса будет целесообразным оборудование подземных участковых дробильно-закладочных станций, использование в качестве закладочного материала породы от проведения подготовительных выработок, а также использование присекаемой породы в очистных забоях при селективной выемке [2].

Большинство подготовительных выработок в рассматриваемом районе проводятся по углю с присечкой боковых пород. Следовательно, для использования пород в качестве закладочного материала необходимо отделение от них полезного ископаемого. Это требование может быть достигнуто раздельным транспортированием угля на поверхность, а пустых пород – к дробильно-закладочной станции, а также применением сплошных и комбинированных систем разработки и проведением подготовительных выработок вслед за лавой [3].

При закладке присекаемых пород в выработанное пространство от раздельной выемки угля и породы, как показал опыт шахты «Благодатная», основными требованиями к технологическим схемам являются: обеспечение четкого взаимодействия между процессами выемки и закладки; минимальное содержание угля в закладочном материале. Для этого производительность закладочного оборудования должна соответствовать производительности выемочного комплекса, а простои каждого из звеньев должны оказывать минимальное значение на производительность другого звена.

В условиях шахт Западного Донбасса разработка ведется в неустойчивых боковых породах, поэтому закладку выработанного пространства необходимо осуществлять под защитой обратного козырька, который прикрепляется к перекрытию с завальной стороны.

При выборе технологических схем необходимо также стремиться к созданию унифицированной технологии, которая позволит разрабатывать пласты без опасных просадок земной поверхности, повторно использовать подготовительные выработки и обеспечить малоотходность производства.

Список литературы

1. Технология раздельной отработки весьма тонких пластов с закладкой выработанного пространства / Кияшко И.А., Овчинников Н.П., Сердюк В.П., Кошка А.Г., Расстрига В.П., Сулаев В.И., Ульянич А.Н. // Известия ВУЗов. Горный журнал.– 1990.– №2.– С. 17-20.

2. Технологии и техника, повышающие производительность труда и качество угля // Кияшко И.А., Овчинников Н.П., Сердюк В.П., Кошка А.Г., Расстрига В.П., Сулаев В.И. // Уголь Украины. – 1995. – №6.– С. 9-12.

3. Котов Ю.В., Сулаев В.И., Фальштынский В.С. О целесообразности применения комбинированной системы разработки в условиях шахт ГХК «Павлоградуголь» // Науковий вісник НГА України. – 1998. – №3. – С. 11-13.

УДК 622.273:504.064.4

© Е.А. Коровяка,
В.Н. Яворский,
А.А. Долгий

АНАЛИЗ УСЛОВИЙ ОТРАБОТКИ ТОНКИХ ПОЛОГИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ И ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ИХ РАЗРАБОТКИ НА ЭКОЛОГИЮ И ЗЕМНУЮ ПОВЕРХНОСТЬ

Виконано аналіз умов відпрацювання тонких пологих вугільних пластів та дана оцінка впливу їх розробки на екологічний стан регіонів.

Выполнен анализ условий отработке тонких пологих угольных пластов и дана оценка влияния их разработки на экологическую обстановку угледобывающих регионов.

In the article the analysis of terms to working off thin declivous coals layers is executed and estimation of influencing of their mining on the ecological situation.

Проблема охраны окружающей среды Украины имеет важнейшее значение. Горнодобывающие предприятия наносят народному хозяйству страны значительный экологический, социальный и экономический ущерб, так как являются мощными источниками загрязнения окружающей среды. При подземной разработке угольных месторождений основными факторами, существенно ухудшающими экологическую обстановку угледобывающих регионов, являются подработка земной поверхности, выдача из шахт больших объемов породы, загрязнение водных и воздушных бассейнов[1, 2]

Выдаваемая из шахт порода занимает громадные территории земель, пригодные для сельского хозяйства. В Донбассе в 1500 отвалах, которые занимают около 30 тыс. га земли находится более 3,0 млрд. т породы, выданной из шахт. Из 300 горящих породных отвалов Донбасса в атмосферу ежегодно выбрасывается до 500 тыс. т газообразных вредных веществ. Для выдачи породы используется около 40% поверхностного и подземного транспорта, свыше 30% транспортных рабочих.

Значительная часть породы транспортируется и выдается на поверхность по угольным транспортным линиям, вызывая тем самым существенное засорение угля породой и, следовательно, резкое снижение его качества.

Основным источником попадания породы в угольную массу являются очистные работы. Засорение угля вмещающими породами в очистных забоях в среднем равно 20%,

а выход породы из них составляет 70% от общего количества выдаваемой из шахт породы по угольным линиям. Причинами столь значительного засорения угля является наличие в очистных забоях «ложных» и неустойчивых кровель, а также присечка вмещающих пород. Засорение угля породой при проведении и поддержании пластовых выработок составляет 3,2%, а выход породы из подготовительных забоев – 22,5 %.

Наибольший объем засорения угля приходится на шахты ОАО «Павлоградуголь», (30%), ГП «Донецкуголь» (23%), ГП «Свердловантрацит» (20%), ГП «Добропольеуголь» (20%) и ГХК «Львовуголь» (25%).

Причиной значительного засорения угля является то, что этими шахтами разрабатываются в основном тонкие и весьма тонкие пласты с неустойчивыми боковыми породами. На действующих шахтах Украины, разрабатывающих шахтопласты с углами падения до 35°, балансовые запасы угля категории $A+B+C_1$ составляют около 9,2 млрд. тонн. Из них примерно 17% сосредоточено в пластах мощностью более 1,2 м, 46% – в пластах мощностью 0,8…1,2 м и 37%; – в пластах менее 0,8 м. Кроме того, около 2,6 млрд. т запасов угля отнесены к забалансовым по мощности. Таким образом, основная часть балансовых запасов угля (примерно 7,6 млрд. т или 83%) сосредоточена в пластах мощностью до 1,2 м, в том числе 3,2 млрд. т (42%) в пластах мощностью менее 0,8 м.

Распределение пологонаклонных (до 35°) шахтопластов по мощности и углам падения представлено в табл. 1 и на рис. 1. Данные табл. 1 и рис. 1 свидетельствуют, что из общего количества шахтопластов – 566 или 77,8% мощностью до 1,2 м, в том числе 129 шахтопластов или 17,7% – до 0,7 м.

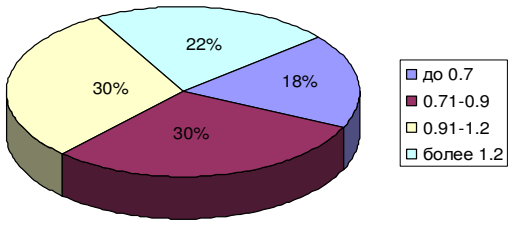
Таблица 1

Распределение пологонаклонных (до 35^0) шахтопластов Украины по углам падения и мощности

Мощность пласта, м															
до 0,7				0,71-0,9				0,91-1,2				свыше 1,2			
Угол падения пласта, град															
до10	10-15	15-25	25-35	до10	10-15	15-25	25-35	до10	10-15	15-25	25-35	до10	10-15	15-25	25-35
Украинский Донбасс															
69	20	29	10	100	40	49	9	93	45	55	11	58	40	26	19
Львовско-Волынский бассейн															
-	-	-	-	18	-	-	-	17	-	-	-	19	-	-	-
Всего по шахтам Украины															
70	20	29	10	118	40	49	9	110	45	55	11	77	40	26	19

Проанализировав качественный и количественный состав запасов угля на шахтах Украины, можно сказать, что проблема эффективной отработки тонких угольных пластов на шахтах Украины была и остается весьма актуальной. Особо остро эта проблема стоит в Западном Донбассе, где балансовые запасы угля сосредоточены в пластах мощностью менее 1 м. На рис. 2 представлено распределение балансовых запасов ОАО «Павлоградуголь» по мощности пластов.

а)



б)

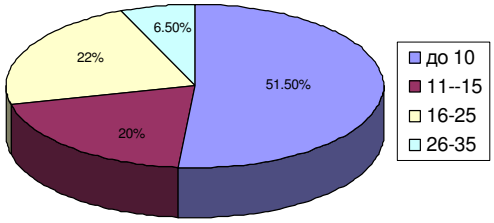


Рис. 1. Распределение шахтопластов Украины по мощности (а) и углам падения (б)

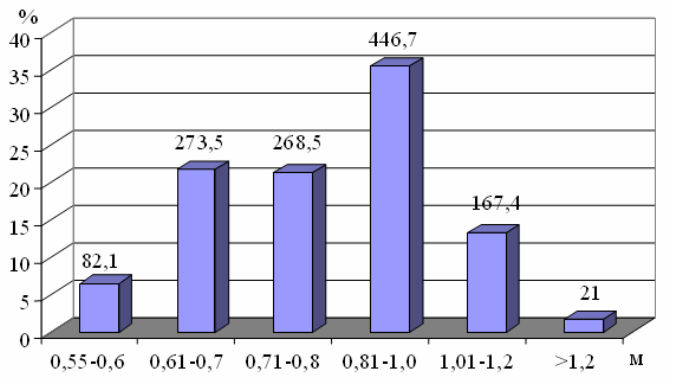


Рис. 2. Распределение запасов угля на шахтах ОАО «Павлоградуголь» по мощности пластов

Из анализа рис. 2 следует, что около 50% запасов сосредоточено в пластах мощностью менее 0,8 м, которые при существующей технике невозможно в условиях Западного Донбасса отрабатывать без присечек боковых пород.

На рис. 3 представлены изменения среднединамических величин геологической и вынимаемой мощностей пластов ОАО «Павлоградуголь» по годам за период с 1991 по 2006 годы.

Угольные пласты Западного Донбасса преимущественно простого строения, поэтому разность между вынимаемой и полезной мощностью представляет собой мощность (величину) присечек пустых пород в забоях. Если в 1991 г. средняя величина присечки пород в лавах ОАО «Павлоградуголь» составляла 10 см или 10% от вынимаемой мощности пластов, то в 2006 г. увеличилась до 25 см или 25% от вынимаемой мощности. В некоторых лавах объединения величины присечек достигают 40…50 см, что является основной причиной ухудшения технико-экономических показателей работы шахт.

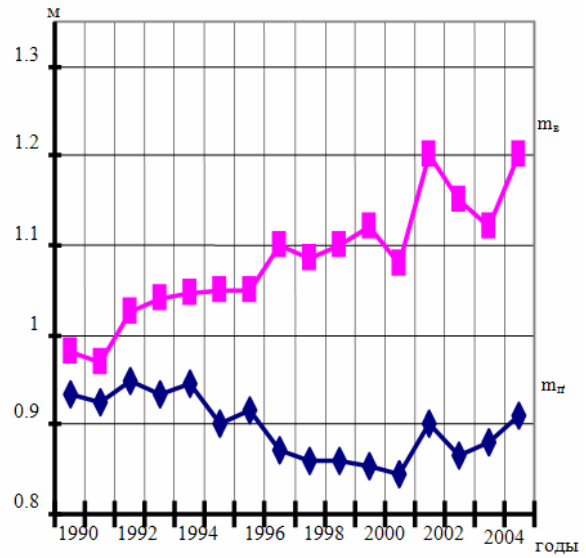


Рис. 3. Изменение средних значений вынимаемой ($m_в$) и полезной ($m_п$) мощности угольных пластов по шахтам ОАО «Павлоградуголь»

На рис. 4 представлены величины засорения угля породой с 1м^2 отработанной площади на шахтах ОАО «Павлоградуголь» за период 1989-2001гг.

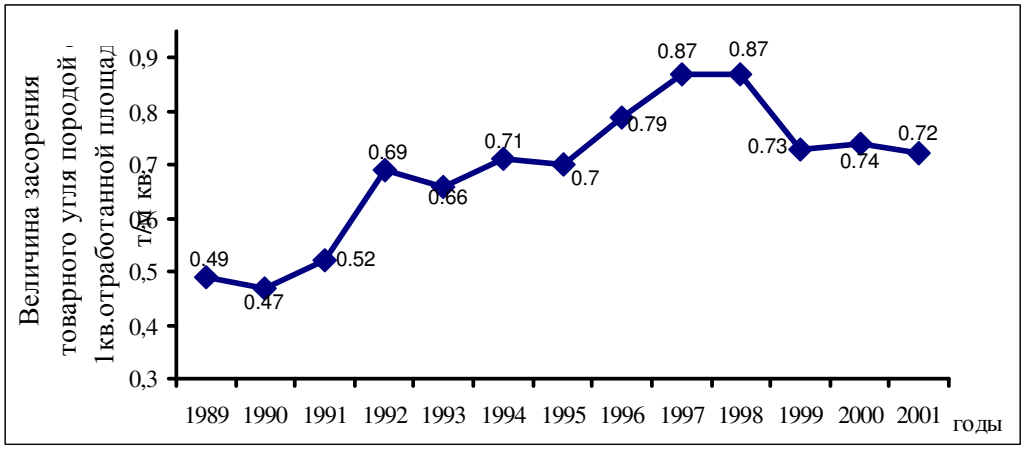


Рис. 4. Изменение величины засорения угля породой с 1м^2 отработанной площади по шахтам ОАО «Павлоградуголь»

Причиной возрастания величин присечек боковых пород в очистных забоях и увеличения эксплуатационной зольности добываемого угля является не только постоянное уменьшение геологической мощности разрабатываемых пластов, но и отсутствие эффективных мероприятий, стимулирующих повышение качества продукции. Последний факт приводит к повсеместному распространению валовой выемки, т.е. технологии, предусматривающей совместную выемку угля и породы.

Как отмечалось выше, составной частью мероприятий по охране природы является защита природных объектов, сельскохозяйственных угодий, зданий и сооружений от подработки.

Донецкий бассейн расположен на территории густонаселенных, промышленно-развитых Донецкой, Луганской и Днепропетровской областей с большой плотностью за-

стройки угленосных площадей. Поэтому в настоящее время остается все меньше площадей, на которых можно вести горные работы без учета деформаций земной поверхности. В целиках и зонах охраняемых поверхностных объектов находится более 2,5 млрд т угля (~ 30 % балансовых запасов).

Особо остро проблема сохранения экологического баланса и внедрения ресурсосберегающих технологий касается Западного Донбасса.

Характерной особенностью Западного Донбасса является расположение значительной части запасов угля под поймой р. Самары и ее притоков. Ширина поймы достигает 4 км. Поверхность поймы горизонтальная, имеет незначительное превышение (1…2 м) над уровнем реки в меженный период. Подземная отработка угольных пластов приводит к подтоплению и затоплению поверхности с расположенными на ней населенными пунктами, промышленными объектами, коммуникациями, сельскохозяйственными угодьями и лесными массивами. Положение усугубляется тем, что надугольная толща пород в Западном Донбассе сложена малометаморфизированными песчано-глинистыми разностями. Эти породы отличаются слабой крепостью и малой устойчивостью, поэтому опускания земной поверхности достигают 90…95% от вынимаемой мощности пластов [1-3].

Общая площадь шахтных полей ОАО «Павлоградуголь» к настоящему времени составляет около 550 км^2, в том числе под поймой – 130 км^2 или 23,6%. Из 10 работающих шахт 8 отрабатывают запасы под поймой.

Балансовые запасы по всем шахтам ОАО «Павлоградуголь» по состоянию на 01.01.2006 г. составляли 1080,8 млн. т, из них запасы под поймой 230 млн. т (более 20%). Балансовые запасы в границах зон влияния подземных работ на охраняемые объекты поверхности действующих шахт составляли 513,8 млн. т или 47% от общих запасов (табл. 2). В табл. 2 и на рис. 5 представлено распределение балансовых запасов угля под охраняемыми объектами на шахтах ОАО «Павлоградуголь».

Таблица 2

Распределение запасов угля под охраняемыми объектами

Охраняемые объекты	Запасы, тыс. т	Доля запасов, %	Доля запасов в % от балансовых запасов
Стволы и промплощадки	19944	4	1,8
Гражданские и промышленные здания	220135	42	19,9
Водные объекты	188210	37	17,0
Лесонасаждения	39473	8	3,6
Другие объекты	45313	9	4,1
Итого	**513075**	**100**	**46,3**

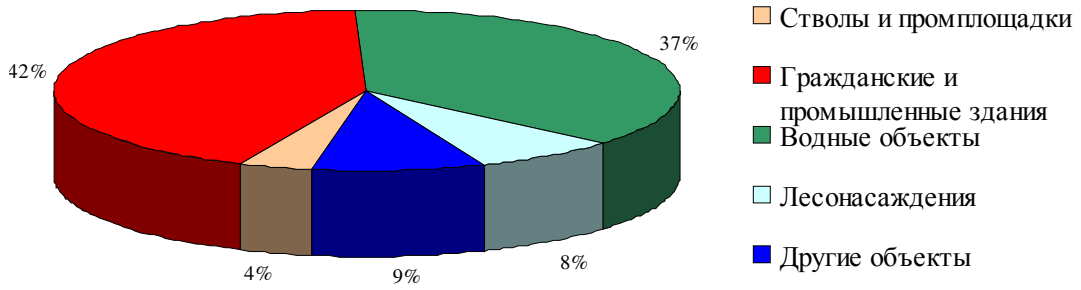


Рис. 5. Диаграмма распределения запасов угля под охраняемыми объектами

Количество угольных пластов рабочей мощности на каждой шахте разное и изменяется от 4 до 11. Суммарная мощность при этом составляет 3,5…9,0 м. При отработке всех угольных пластов по общепринятой в настоящее время технологии и способе управления кровлей полным обрушением оседания земной поверхности могут достигнуть 3…8 м. В этом случае будет затоплено или подтоплено около 12 тыс. га поверхности земли, из которых 1,6 тыс. га – лесные массивы, 2,3 тыс. га – населенные пункты. По состоянию на 01. 01. 2006 г. уже затоплено около 2000 га плодородных земель, из них 210 га пашни, 112 га леса, 1678 га сенокосов, лугов, кустарников и др. Наибольшая глубина затопления изменяется от 2 м (ш. «Западно-Донбасская») до 6 м (ш. «Самарская»).

За все время эксплуатации шахт подработана площадь поверхности, равная 13320 га, из них под поймой 3569 га (26,8%). В то же время площадь рекультивированных земель под поймой составляет всего 697 га или 19,5%.

Исходя из вышеизложенного, следует, что проблемы изыскания способов уменьшения проседаний земной поверхности при отработке угольных пластов, а также отработка запасов под охраняемыми объектами весьма актуальны.

Из анализа научных работ и литературных источников можно констатировать, что вопрос создания природоохранной, малоотходной технологии для условий Западного Донбасса остается нерешенным, хотя некоторые работы в этом направлении и проводились. Несмотря на то, что достаточно глубоко исследована технология раздельной выемки угля и пород и доказана ее эффективность применения в Западном Донбассе, широкого распространения она не получила по следующим причинам:

- к настоящему времени не созданы технология и средства закладки присекаемых в очистном забое пород в выработанное пространство;
- отсутствует инфраструктура закладочных работ;
- недостаточно обоснованы параметры выемочно-закладочной технологии;
- недостаточно изучен вопрос о возможности использования шахтных пород Западного Донбасса в качестве закладочного материала, особенно в случае получения их в очистном забое.

Решение этих вопросов создает предпосылки для широкого внедрения технологий, повышающих экологичность горного производства и улучшающих при этом качество добываемого угля.

Список литературы

1. Проблема подработки пойм рек в Западном Донбассе / И.Г.Лисица, Г.Т.Василенко, А.И.Воронин и др. // Уголь Украины. – 1974. – №3. – С.8-10.

2. Сулаев В.И. Обоснование параметров технологии отработки тонких пластов с закладкой присекаемых пород в выработанное пространство (на примере шахт Западного Донбасса) Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.02. –Днепропетровск, 1995.

3. Геолого-промышленный очерк Западного Донбасса: Геологический отчет / Под ред. М. Н. Струева. – Киев: Фонды УТГР.– 395 с.

УДК 622.011.54

© В.И. Доценко,
Н.Н. Худолей,
П.А. Матлаев

ВЛИЯНИЕ ПРИРОДНЫХ ФАКТОРОВ НА УСЛОВИЯ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ

Обґрунтовано вибір раціонального напряму виймання вугільних пластів з урахуванням тріщинуватості порід покрівлі.

Обоснован выбор рационального направления выемки угольных пластов с учетом трещиноватости пород кровли.

The choice of rational direction of coal layers taking into account the cracks of breeds of roof is grounded.

Опыт разработки угольных месторождений и проведенные исследования за проявлением горного давления при отработке как пологих, так и крутых угольных пластов в различных направлениях свидетельствуют о том, что число завалов лав и производительность забоев во многом зависит от направления ведения очистных работ [1-3].

Изучение трещиноватости пород кровли проводилось на шахтах «Должанская-Капитальная» и «Красный Партизан» объединения «Свердловантрацит» разрабатывающих пласты h_8 и k_5', на глубинах 1100-1350 м. Породы кровли характеризуются высокими прочностными показателями от 563 до 791 кг/см, но при этом устойчивость пород кровли незначительна, повсеместно проявляются обрушения кровли в очистных и подготовительных выработках. Основной причиной снижающей устойчивость пород кровли, является повсеместно встречающаяся трещиноватость горных пород.

Измерение трещиноватости пород кровли производилось в горных выработках, в каждой точке измерялись элементы залегания трещин. По результатам измерения трещиноватости на исследуемых шахтных полях (табл.), построена круговая диаграмма (см. рис.) и выделано три главенствующие системы трещин:

– первая система трещин имеет средний азимут падения 200 град, с углом падения изменяющимся от 60-700, является наиболее распространенной на шахтном поле и наиболее характерно проявляет себя в песчаниках и глинистых сланцах. Расстояние между системами трещин как в песчаниках, так и в глинистых сланцах находится в пределах от 0,1-0,6 м.

– вторая система трещин, имеет средний азимут падения 1090 град, с углом падения, изменяющимся от 65-750, и перпендикулярна 1-й системе, с характерными пришлифовками на поверхности трещин, что говорит о тектонической природе образования; ее распространение интенсивно, частота проявления от 0,1÷0,8 м.

– третья система, имеет средний азимут падения 2690 град, с углом падения, изменяющимся от 65-850, является сопряженной со 2-й системой, но имеет противоположное направление падения с характерными пришлифовками на поверхности трещин, что говорит о тектонической природе ее образования с хорошим распространением, частота проявления от 0,1-0,8м.

Анализируя приведенные системы трещиноватости по данным шахтным полям, можно выделить следующие общие положения:

– отмечается одинаковая ориентировка систем трещиноватости в соседних шахтных полях, т.е. ориентировка не зависит от стратиграфического положения пластов;

– общее направление трещиноватости близко к меридиональному;

– общее меридиональное направление систем трещин связано с общим погружением карбоновых отложений в геосинклинали в юго-восточном направлении;

– имеет место как совпадение, так и расхождение ориентировки систем трещин во вмещающих породах шахтных полей;

– в пределах шахтных полей тектонические системы трещин увязываются с направлением и типом характерных для каждого шахтного поля тектонических нарушений.

Таблица

Элементы залегания систем трещин

№ системы трещиноватости	Элементы залегания, град	
	азимут падения	угол падения
ш. «Красный партизан»		
1	15-30	60-70
2	110-130	65-75
3	260-280	65-85
ш. «Должанская-Капитальная»		
1	35-40	35-55
2	310-320	70-75
3	355-10	60-75

Важным элементом характеристики трещиноватости пород кровли является ориентировка систем трещиноватости относительно направления выемки как в очистных забоях, так и в подготовительных выработках [4]. Так, на шахте «Красный партизан» измерение трещиноватости пород кровли проводилось по пласту k_5' в процессе проведения конвейерного штрека №75. Выработка проводилась сечением 15,0 м^2, комбайновым способом. Глубина заложения конвейерного штрека 1330 м. Мощность пласта 1,1м, угол падения 5-70, кровля пласта представлена сланцем песчаным, переходящим с запада на восток в сланец песчано-глинистый крепостью f = 5-7. Непосредственная почва пласта представлена сланцем песчаным «кучерявчик» мощностью до 0,6 м при крепости f = 6, ниже залегает сланец песчаный мощностью до 2,1м, переходящий с запада на восток в песчаник крепостью f = 11-14.

Основной причиной обрушения пород кровли является наличие двух сопряженных систем трещин (2-я и 3-я), а также наличие поперечной системы, почти перпендикулярной первым двум. В результате пересечения этих систем, образуется пирамида с треугольным основанием, которая имеет следующие углы падения граней (рис.):

– западная грань – 790 30′ (А);

– восточная грань – 780 (Б);

– северная грань – 730 (В).

Таким образом, диаграмма трещиноватости объясняет обрушение пород кровли при проведении выработки в направлении с востока на запад и с запада на восток.

Так, при движении забоя штрека в западном направлении происходили обрушения пород кровли с южной стороны на высоту от 1,0-1,5м., плоскости наклона систем трещин по западной грани пересечения приведены на круговой диаграмме (рис.1). Происходит обрез кровли по забою с образованием вершины в южной (нижней) части в связи с тем, что восточная и западная грани имеют пересечение с южной (нижней) стороны позади забоя выработки.

При проведении выработки с запада на восток происходит обрушение пород кровли с северной (верхней) стороны, так как восточная грань имеет меньший угол падения и

пересечение северной и восточной граней приближается к проводимой выработке. В связи с этим породы кровли обрушаются впереди забоя.

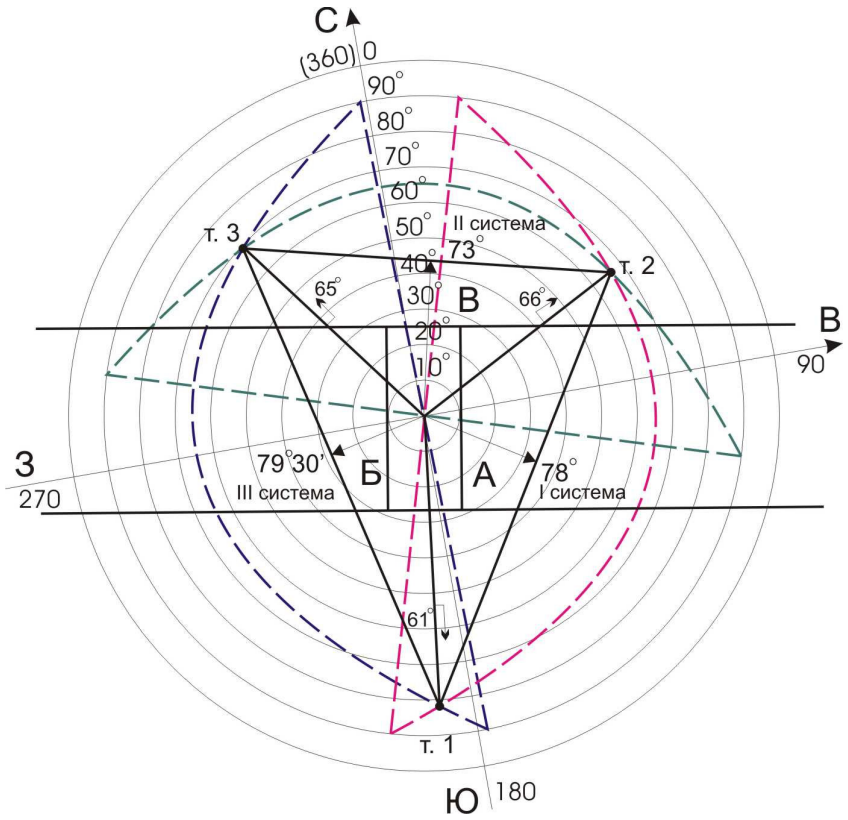


Рис. Круговая диаграмма главенствующих систем трещин

Также замечено, что при различных направлениях очистной выемки наблюдается различное поведение пород кровли, разбитой системами трещин. Это может быть объяснено неодинаковым расположением и направлением движения очистного забоя по отношению к главенствующим системам трещиноватости пород кровли. В зависимости от ориентировки трещин относительно направления подвигания очистного забоя изменяется горное давление на призабойную крепь, а также степень обрушаемости пород кровли, что в конечном итоге ведет к изменению затрат на выемку угля.

Был выполнен анализ работы лав на исследуемых шахтах при их отработке в западном и восточном направлениях. Для анализа работы добычных участков были взяты такие показатели: среднемесячная добыча угля и среднемесячное подвигание лав.

В выборе участков наблюдения на шахтах использовали геолого-маркшейдерскую документацию. Маркшейдерские планы служили пособием для ознакомления с положением горных выработок в шахтопластах и для предварительного выбора участков. Анализу подвергались добычные участки, работающие по простиранию пластов.

Таким образом, были проанализированы показатели работы на шахте «Красный партизан» в 12 лавах, при этом 7 лав осуществляли выемку в западном направлении, а 5 лав – восточном. Анализ показывает, что при разработке угольного пласта за период с 1988 по 2004 годы, среднемесячное подвигание и площадь выемки на 20-40% выше в западном, чем при работе в восточном направлении.

На шахте «Должанская-Капитальная» разработка пласта ведется по простиранию, по падению и восстанию. Анализу были подвергнуты технико-экономические показатели

работы 8 добычных участков, в том числе по два участка в каждом направлении. Анализ показывает, что при разработке угольного пласта за период с 2003 по 2005 годы среднемесячное подвигание и площадь выемки на 20% выше при работе лав по падению и восстанию, чем при работе в восточном направлении.

Приведенный анализ свидетельствует о том, что принятие технических решений при очистной выемке и проведении горных выработок, должно основываться на непосредственном использовании природных факторов, а именно трещиноватости пород кровли и рационального направления развития горных работ в шахтном поле.

Список литературы

1. Якубсон В.И., Суровягин В.И., Чумаченко В.И. Влияние трещиноватости кровли на проявление горного давления в очистных и подготовительных выработках // Добыча угля подземным способом. – М.: ЦНИЭИуголь, 1969. – №1. – С.28-31.

2. Колоколов О.В., Кузьменко А.М., Доценко В.И. Технологические схемы разработки крутых пластов в сложных условиях // Уголь Украины. – 1986. – №4. – с.13-15.

3. Мельников Э.Ф., Манко А.А. Особенности управления трещиноватыми кровлями // Уголь. – 1971. – №2. – С. 22-25.

4. Капустин А.А. К вопросу о трещиноватости угольных пластов //Уголь. – 1989. – №1. – С.11-14.

УДК 622.016.62:62-192 © С.К. Мещанинов

КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ НАДЕЖНОЙ И ЭФФЕКТИВНОЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ УГЛЯ В УКРАИНЕ

Розглянуті сучасні тенденції розвитку вугледобувної галузі стосовно умов українських шахт. Сформульовані основні положення забезпечення надійного та високоефективного видобутку вугілля в Україні підземним способом.

Рассмотрены современные тенденции развития угледобывающей отрасли применительно к условиям украинских шахт. Сформулированы основные положения обеспечения надежной и высокоэффективной добычи угля в Украине подземным способом.

Considered modern progress trends of coal-extraction industry in relation to the terms of the Ukrainian mines. Formulated substantive provisions of providing of the reliable and high-effective mining in Ukraine by an underground method.

Угольная промышленность относится к наиболее сложным отраслям, где эффективность производства и безопасность труда полностью зависят от горно-геологических условий, состояния шахтного фонда и горно-шахтного оборудования, обеспечения горных предприятий квалифицированными кадрами, средствами защиты людей от опасностей, высокой организации работ и дисциплины труда.

На сегодняшний день, добыча угля подземным способом – капитало- металлоемкий, низкорентабельный, многозвенный, потенциально опасный, прямо зависящий от горно-геологических условий процесс. Это обусловлено прежде всего тем, что в последние десятилетия в Украине велась разработка, в первую очередь, угольных пластов, залегающих в сравнительно благоприятных горно-геологических условиях, вследствие чего их запасы

практически отработаны.

Работа предприятий угольной промышленности Украины, особенно в Донбассе, осуществляется в постоянно ухудшающихся горно-геологических условиях. Средняя глубина разработки тонких, с большим количеством тектонических нарушений и слабыми боковыми породами угольных пластов, превысила 720 м, а 33 (17%) шахты работают на глубине 1000-1400 м, где проявляются десятки (более 90) опасных и вредных факторов. Около 90% из действующих шахт – газовые, 60% – опасные по взрывам угольной пыли, почти половина разрабатывает пласты, склонные к газодинамическим явлениям (ГДЯ), и 22% – опасные по самовозгоранию угля.

Таким образом, добыча угля в Украине характеризуется увеличением глубины ведения работ, усложнением горно-геологических условий и рядом других негативных факторов.

С увеличением глубины ведения подземных горных работ и усложнением горно-геологических условий повышается риск ошибки в выборе параметров очистных выработок и самой технологии добычи, так как организация и проектирование добычи традиционно производятся на основе геологоразведочных данных, содержащих информацию о морфологии, трещиноватости, запасах, качестве полезного ископаемого и лишь ограниченные сведения о геомеханическом состоянии горного массива. В ходе ведения работ геомеханические исследования обычно не производятся и прогноз последствий добычи обычно не осуществляется, ведется лишь редкая эксплуатационная разведка, что нередко приводит к серьезным ошибкам: обрушениям, горным ударам, потерям и разубоживанию полезного ископаемого, травмированию горнорабочих.

В целом, неудовлетворительное состояние эффективности и безопасности труда на угольных шахтах обусловлено такими факторами [1, 2]:

– сложными горно-геологическими условиями ведения работ, особенно на больших глубинах и пластах, склонных к ГДЯ;

– изношенностью горно-шахтного оборудования и его несоответствием современным техническим требованиям эксплуатации;

– низкой эффективностью вентиляции и дегазационных работ;

– несовершенством эффективности систем противоаварийной защиты, которые предупреждают возникновение опасных ситуаций на шахте, участке, технологических линиях, в машинах и на рабочих местах;

– несоответствием условий работы горнорабочих санитарным нормам и требованиям из-за большой запыленности горных выработок, высокой температуры шахтной атмосферы, нехватки и неэффективности средств индивидуальной защиты;

– несовершенством нормативно-технической документации по охране труда;

– неудовлетворительным научным сопровождением горных работ;

– низкой исполнительской дисциплиной горнорабочих.

Современное повышение роли угольной промышленности связано с обеспечением энергетической безопасности Украины. В «Основных направлениях энергетической стратегии Украины на период до 2030 г.» указывается, что стратегическая цель развития угольной промышленности заключается в стабилизации положения и дальнейшем подъеме отрасли для удовлетворения экономики страны и населения в собственном угле. В 2005 г. объем потребления угля собственными потребителями ожидался на уровне 65,5 млн т. По прогнозу предполагается до 74,2 млн т в 2010 г.; 87,1 – в 2015 г.; 91,52 – 2020 г.; 102,1 млн т – в 2030 г. Такой скачок может быть возможен за счет роста эффективности угледобычи путем концентрации горных работ; применение современного оборудования в высоконагруженных лавах позволит выдавать из них по 5 тыс. т и более угля в сутки. Концентрация потребует резкого увеличения темпов проведения подготовительных выработок (до 400-600 м в месяц) и нагрузки на транспортную цепочку и магистральные конвейеры [3].

Использование для добычи угля высоконагруженных лав требует применения дорогостоящего технологического оборудования нового технического уровня. Необходимость компенсации затрат на его приобретение нередко приводит к погоне за увеличением объемов добычи угля, нередко с нарушением правил безопасности и норм технологии. Аварии на угольных шахтах стали масштабнее, их число не уменьшается, и все это – несмотря на существующее на сегодняшний день многообразие систем контроля и управления безопасностью ведения работ на шахтах! Отсюда можно сделать вывод о том, что существующий в мировой практике арсенал технологических решений требует радикального научного осмысления, определения новых подходов к технологии добычи угля.

В связи с тем, что угольные пласты средней мощности, залегающие в благоприятных горно-геологических условиях в значительной степени уже отработаны, актуальной становится добыча угля из тонких угольных пластов. Опыт развитых угледобывающих стран показывает, что техническое решение проблемы отработки тонких пластов с высоким качеством добываемого угля при существенном сокращении подземного персонала добычных участков возможно лишь путем внедрения энерговооруженных струговых установок и автоматизированных струговых комплексов с программным управлением. Повышенная энерговооруженность приводов струга и конвейера позволяет обеспечивать нагрузки на лаву до 1500-3000 т/сут в тонких пластах при существенном повышении качества добываемого угля.

Анализ причин травматизма и аварий свидетельствует о значительном удельном весе среди причин этих происшествий человеческого фактора, особенно, аварий с групповым травматизмом. Повышение уровня механизации и автоматизации в комплексно механизированных забоях, а, следовательно, скорости технологических операций и процессов, уменьшая физическую нагрузку на человека, сопровождается значительным увеличением его нервного напряжения. Специфика применения механизированных комплексов сопровождается групповым взаимодействием работающих с различными механизмами в условиях постоянно изменяющейся производственной среды и непрерывного перемещения рабочего места. Управление и обслуживание механизированных комплексов, ремонт и наладка оборудования становятся большей частью функциями умственного труда и требуют более высокого профессионального уровня. При добыче полезных ископаемых обязательны организация мониторинга изменений в окружающей горной среде и разработка планов изоляции и локализации возможных негативных последствий (по аналогии с планом ликвидации аварий) [4].

Известные работы [3, 5], предлагающие рассматривать угольную шахту как систему «Человек-Машина-Среда», весьма интересны, однако, по нашему мнению, базируются на устаревшем подходе к обеспечению надежности, эффективности и безопасности ведения работ. Здесь вполне естественен вопрос о том, что этот самый «устаревший» подход сформировался исторически, вобрав в себя весь предыдущий опыт эксплуатации угледобывающих предприятий. Его полезность для тех условий, в которых он был получен, не вызывает сомнений. Однако, на сегодняшний день, имеет место значительное увеличение нагрузок на очистной забой, ухудшение горно-геологических условий, усложнение систем контроля и управления технологическим оборудованием и всем ходом процесса подземных горных работ, существенное изменение самой технологии. В связи с этим весьма острой становится проблема обеспечения надежности, эффективности и безопасности подземной добычи угля в Украине. В этом контексте, более прогрессивным, научно обоснованным является использование комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя, основные принципы построения которой изложены в работах [2, 6, 7].

Однако простое внедрение такой системы контроля и управления на угледобывающем предприятии не может решить проблему обеспечения надежности и эффективности

его функционирования на том уровне, которого требует современный уровень развития угледобывающей отрасли. Необходим комплексный подход к обеспечению надежности и эффективности добычи угля в Украине. В работе [8] рассмотрены основные направления создания частично автоматизированной шахты. Этому вопросу посвящены также и работы [9, 10]. Концептуально проблема безопасности ведения работ в угольных шахтах Украины рассмотрена в [11].

Однако, несмотря на достаточно широкий спектр вопросов, рассмотренных в этих работах, все же необходим более общий, концептуальный подход к рассмотрению основ надежной и эффективной добычи угля в Украине подземным способом. Очевидно, что основой успешной и высокоэффективной добычи угля в современных условиях является повышение производительности труда и снижение затрат на шахтах. Этого можно добиться только путем внедрения принципиально новой техники и технологии. При этом человек получает в помощь новое высокопроизводительное оборудование, системы контроля и управления, которые значительно облегчают его труд в смысле снижения, в первую очередь, физических нагрузок. Одновременно увеличиваются психофизиологические нагрузки на человека, возрастает сложность и ответственность его труда, цена принятых решений.

Принципиальное отличие техники нового технического уровня состоит в том, что на место замкнутых на себя машин и оборудования со свободными связями приходят машины и оборудование с качественно новыми характеристиками. В первую очередь, они значительно превосходят традиционные аналоги по производительности и надежности. Во-вторых, использование технологических машин и оборудования нового технического уровня позволяет с большей степенью достоверности рассматривать шахту или ее отдельное технологическое звено как сложную техническую систему [12, 13], без чего невозможно дальнейшее совершенствование ее организационно-технического уровня.

С точки зрения обеспечения надежности и эффективности подземной добычи угля необходимо «устойчивое развитие» угольной шахты и ее отдельных технологических звеньев [14]. Эволюционный переход функционирующих подсистем горнодобывающих предприятий на более высокий технический уровень и многократное усложнение условий добычи требуют нового подхода к организации и управлению производственным процессом [14, 15]. Интенсификация добычи, транспортировка, переработка угля, анализ работы предприятия, влияние «человеческого фактора» говорят о том, что необходимо в корне изменить систему управления шахтой. «Ручное» управление даже отдельными звеньями цепи повышает утомляемость человека и снижает надежность выполнения операций. В работах [6, 16] сделана попытка условного разбиения очистного забоя как сложной технической системы на последовательно соединенные подсистемы. Здесь не случайна ссылка на работы, рассматривающие, в первую очередь, очистные забои, так как они являются основной производственной единицей угольной шахты. В [17] указывается на то, что окружение очистного забоя должно быть организовано так, чтобы можно было оптимально использовать его потенциал. Колебания производительности необходимо свести к минимуму, что становится довольно сложно при увеличении концентрации производства. Тем не менее это вполне осуществимо при раннем распознавании геологических нарушений, наличии резервов мощности машин, оборудования и более широкого спектра применяемых технологических систем за счет их модульной конструкции.

Эксплуатация очистного забоя в таком режиме и с использованием оборудования нового технического уровня невозможна без автоматизации, внедрения систем контроля и управления ходом основных производственных процессов. Такие системы должны быть интегрированными, обеспечивать получение информации непосредственно в тех местах, где это требуется. На сегодняшний день такие системы должны иметь децентрализованно-иерархическую структуру [18, 19]. Укрупненно смысл такого построения заключается в

следующем:

– микроЭВМ управляют и контролируют работу оборудования на местах;

– участковые диспетчерские (автоматизированные) выполняют задачи контроля, координации и учета работы производственного участка. Они же берут на себя функции управления, используя для этого собственную ЭВМ и обработанные на микроЭВМ данные;

– информационно-вычислительный центр, являясь «продолжением» диспетчерских пунктов отдельных производственных участков, осуществляет контроль, учет и управление процессом функционирования всей шахты.

Сейчас, по данным [17], становится возможным многое, что еще недавно казалось совершенно нереальным, например, системы обработки изображений, способные контролировать автономно критические участки конвейерных линий, очистных или проходческих забоев и тем самым исключать крупные аварии.

Необходимо создание эффективной системы передачи информации. На сегодняшний день наиболее оптимальным вариантом ее построения является двухступенчатая система шин, состоящая из участковых шин и шин дистанционной передачи данных.

Системы контроля и управления не должны ориентироваться на работу с оборудованием одного какого-то изготовителя, а также должны иметь возможность гибко адаптироваться к различным горно-технологическим условиям. Они должны работать с устройствами (первичными датчиками, интерфейсами, системами блокировок и т.п.) всех фирм и различных поколений техники. К тому же должна быть возможность интеграции устройств контроля и управления, внедренных ранее.

Такой подход к вопросам обеспечения надежной и эффективной добычи угля подземным способом предполагает создание и внедрение систем контроля и управления отдельными производственными участками шахты. Для реализации этих положений необходим комплексный подход. Нами разработаны структурная, математическая, оптимизационная и имитационная компьютерная модели функционирования очистного забоя [6, 16, 20]. Научно обоснован набор информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя [6]. Полученные результаты могут быть распространены и на рудные месторождения, так как разработаны они исходя из постановки задачи об очистном забое как сложной технической системы, которой является любая технологическая система шахты рудника, разреза и т.п., а также это предприятие в целом.

Следует отметить, что полная автоматизация производственных процессов в шахте не должна быть самоцелью. С технической точки зрения она вполне осуществима, а с экономической – нецелесообразна с учетом высокой стоимости ее реализации.

В связи с этим большее внимание должно быть уделено планированию горных работ, горно-технологическому аудиту [21, 22]. Планирование горных работ должно учитывать многие факторы, так как от этого учета зависит будущее предприятия. Оно должно обеспечивать при минимальных затратах и без использования больших резервов загрузку технических мощностей шахты на уровне более 90% [8]. Для этого необходимы системы экспертной оценки, которые являются необходимой предпосылкой внедрения новой техники и технологий. Это связано с тем, что во многом новая техника настолько сложна, что в некоторой степени полностью ею владеет только тот специалист, который постоянно с ней работает. И даже ему, после определенного перерыва, например, отпуска, приходится снова наверстывать упущенное. Только поместив свои знания в память ЭВМ, специалист способен быстро найти нужное решение при возникновении неполадок в комплексных системах [8].

Очень важен, по нашему мнению, модульный принцип комплектации при конструировании оборудования для очистных забоев, планировке его исполнения и выборе техно-

логических схем ведения работ. При этом необходимо уже на стадии разработки технологии добычи угля четко сформулировать требования к параметрам ее подсистем и проработать механизм регулирования их согласованного функционирования. Последнее требование возможно только при использовании комплексной системы контроля и управления надежностью и эффективностью ведения горных работ.

Таким образом, концептуальными основами обеспечения надежной и эффективной подземной добычи угля в Украине являются:

– оптимальное соотношение между централизацией и децентрализацией системы контроля и управления основными производственными звеньями шахты при непрерывном повышении комплексности и эффективности;

– использование технологических машин и оборудования нового технического уровня;

– более широкое применение современных струговых установок;

– внедрение комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования подземной добычи угля;

– рациональное планирование подземных горных работ и периодический горно-технологический аудит.

Список литературы

1. Азаров С.И. Оценка страховой ставки при аварии в угольной шахте //Уголь Украины. – 2001. – №10. – С. 46-47.
2. Мещанинов С.К. Научные основы обеспечения надежности функционирования очистных забоев шахт Украины: Монография. – Д.: Национальный горный университет, 2005. – 230 с.
3. Сабынин А.В., Курносов В.Г., Вовченко А.Р. Концептуальный подход к созданию системы управления современной шахтой //Уголь Украины. – 2006. – №5. – С. 7-11.
4. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К. К научному обоснованию параметров систем контроля и управления надежностью ведения подземных горных работ //Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості – 2007: Междунар. научн.-техн. конф.: – Кривой Рог, 15-19 мая 2007.
5. Курносов В.Г., Красик Я.Л., Синенко В.В. Многофакторные системы контроля опасности развития аварий //Уголь Украины.– 2002. – №10. – С. 32-35.
6. К вопросу создания методологических основ обеспечения надежности функционирования высоконагруженной лавы /Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Корж П.П. и др. //Украинско-польский форум горняков. – Ялта, 2004. – С. 124-127.
7. Мещанинов С.К. К разработке оптимизационной математической модели управления надежностью функционирования высоконагруженной лавы по критерию адаптации //Науковий вісник НГУ. – 2004. – №10 – С. 15-18.
8. Раухут Ф.Й. К вопросу создания частично автоматизированной шахты //Глюкауф. – 1986. – №1. – С. 3-14.
9. Pekka Sarkka, Jukka Pukkila /Intelligent Mine and intelligent implementation research programs //Rock engineering International forum. – Krakow, 18-20 feb. 2002. – P. 81-92.
10. Курносов В.Г., Кузьмич О.Ю., Курносов Г.В. Модульно-адаптивная прогностическая система управления угольной шахтой //Уголь Украины.– 2006. – №4. – С. 11-12.
11. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К. К вопросу о современной концепции безопасности эксплуатации высоконагруженных лав //Уголь Украины.– 2005. – №12. – С. 29-32.
12. Червоный А.А., Лукьященко В.И. Надежность сложных систем. – Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1976. – 288 с.
13. Флейшман Б.С. Основы системологии. – М.: Радио и связь, 1982. – 368 с.
14. Сургай Н.С. Надежность функционирования угольных шахт. – Д.: Арт. Пресс, 1998. – 192 с.

15. Диколенко Е.Я., Лапин Э.С., Афендиков В.С. Опыт использования, тенденции и перспективы развития шахтных информационно-управляющих систем //Уголь. – 2003. – №3. – С. 33-37.
16. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Коваль А.И. К разработке структурной модели высоконагруженной лавы как объекта управления //Науковий вісник НГУ. – 2004. – №7. – С. 16-19.
17. Берндт Теньёс. Шахта 2012 года – высокая технология для будущего //Глюкауф. – 2004. – №1. – С. 43-49.
18. Автоматизация процессов подземных горных работ /А.А Иванов., И.А. Бражников, В.В. Ткачев и др. – К.: Вища шк., 1987. – 328 с.
19. Боронин В.Ф., Киклевич Ю.Н., Клубин В.П. Технико-экономические проблемы автоматизации угольной отрасли //Уголь Украины. – 1997. – №11. – С. 46-48.
20. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Свириденко А.А. Имитационная модель локальной системы управления надежностью функционирования высоконагруженной лавы //Науковий вісник НГУ. – 2005. – №1. – С. 33-36.
21. Порцевский А.К. Геомеханический подход к выбору технологии освоения месторождений, горно-технологический аудит //Безопасность труда в промышленности. – 2006. – №7. – С. 82-85.
22. Певзнер М.Е. Горный аудит. – М.: Изд-во МГГУ, 1999. – 216 с.

УДК 504.064.36 © В.А. Деордієва

РЕАЛІЗАЦІЯ ПРОЦЕДУР КОНТРОЛІНГУ ПО ВИЗНАЧЕННЮ ВПЛИВУ ЕКОЛОГІЧНИХ ВИТРАТ НА ФІНАНСОВІ РЕЗУЛЬТАТИ ПІДПРИЄМСТВА

Обґрунтовано роль і місце екологічних витрат у структурі сукупних витрат промислового підприємства при реалізации контролінгу і формуванні їх як масиву даних. Розглянута динаміка і класифікація цих витрат на рівні країни.

Обоснованы место и роль экологических затрат в структуре совокупных затрат промышленного предприятия при реализации процедур контроллинга и формировании их как массива данных. Рассмотрена классификация и динамика этих затрат на государственном уровне.

The place and role of ecological expenses in structure of cumulative expenses of the industrial enterprise is proved at realization of procedures of controlling and their formation as data file. Classification and dynamics of these expenses at the state level is considered.

У сучасних умовах особливу важливість й актуальність набуває облік і контроль витрат, у тому числі й екологічних підприємств на стадіях виробничого процесу і реалізації продукції.

Постановка і вирішення проблеми величини впливу екологічних витрат на фінансові результати. У статті висвітлюється можливість точного виділення цих витрат із сукупних при контролінгу на підприємстві та формуванні їх як масиву даних. Ефективний контролінг усіх видів витрат підприємства є потужним резервом підвищення ефективності його функціонування. Формування інформації про витрати як основа для прийняття оптимальних управлінських рішень – принципова нова концеція. А екологічні витрати промислових підприємств є тим «відхилом» яким управляє контролінг.

На макроекономічному рівні при нинішньому економіко-правовому механізмі природокористування сучасна структура екологічних витрат суспільства має такий вигляд:

1. Поточні та капітальні витрати на здійснення превентивних природоохоронних заходів.

2. Екологічні збори, пред'явлені підприємствам, організаціям установам за забруднення навколишнього природного середовища:

а) платежі за викиди, скиди забруднюючих речовин та розміщення відходів у навколишньому довкіллі в межах або понад встановлених лімітів;

б) штрафи за екологічні правопорушення та платежі на відшкодування заподіяних збитків.

3. Платежі за використання природних ресурсів.

4. Екологічна оцінка негативних наслідків забруднення та порушення компонентів природного середовища (економічні збитки, шкода).

5. Система компенсаційних виплат населенню, що живе у несприятливих екологічних умовах.

Слід зазначити, що наведені складові належать до двох ієрархічно різнорівневих (витрати держави і недержавного сектора економіки) і діалектично альтернативних (витрати на запобігання негативного впливу на довкілля і витрати, зумовлені цим впливом) частин екологічних витрат. Ці грошові потоки для підприємств і організацій є непродуктивним витраченням коштів (наприклад, платежі за забруднення, шрафи, відшкодування заподіяних збитків), а щодо держави виступають у вигляді дохідних статей бюджетів та позабюджетних фондів. Проаналізуємо статистичну інформацію щодо реалізації економічного механізму природокористування (рис.1). Характерно, що починаючи з 1998 року кількість пред'явлених екологічних зборів за забруднення навколишнього природного середовища щорічно зростала (проти попереднього року): у 1999 – на 7%, у 2000 – на 5%, у 2001 – в 1,8 рази, у 2002 – на 18%, у 2003 – на 4%. Протягом 2003 року було нараховано екологічних зборів на загальну суммі 239,1 млн. грн., при тому що, три чверті всіх зборів припадає на Донецьку, Дніпропетровську, Луганську і Запорізьку області [1].

Для нашого Придніпровсько-донецького регіону проблема забруднення постає однією з найсуттєвіших.



Рис. 1. Обсяги економічних показників природокористування за 1999-2003 рр.

Проглядається тенденція (рис.1) щодо зниження обсягів зборів, так у 2003 році їх сума зменшилась проти 1998 року на третину. Пояснюється це тим що, внаслідок скорочення виробництва знизився рівень забруднення, абож недостатнім контролем з боку від-

повідних органів. Показник фактичної сплати нарахованих зборів по всіх роках дотримується десь у середньому 30%. Навіщо збори пред'являти підприємствам-забруднювачам, коли сплата не контролюється та з року в рік платежі за забруднення не сплачуються. Оскільки немає надходжень, то немає і витрат. Обсяги вкладень на капітальний ремонт основних фондів природоохоронного значення з 2001 року зростають в середньому на 20-25%. Але в порівнянні з обсягами інвестицій в розвинутих країнах, ця сума просто мізерна. Динаміка поточних витрат на охорону та раціональне використання природних ресурсів з 1999 року стабільно зростаюча, цей показник в середньому росте на 15%.

Екологічні витрати в цілому доцільно об'єднати у дві умовні групи, які визначаються характером і способами їх чисельної оцінки. До першої превентивної групи належать обліково-балансові або похідні від них складові – це усі види одноразових та щорічних витрат на здійснення превентивних природоохоронних заходів, пов'язані із недопущенням забруднення довкілля й раціональним використанням природних ресурсів. Обліково-балансові витрати враховуються у кошторисно-калькуляційному вигляді, плануються і відшкодовуються в установленому порядку. Усі інші різновиди екологічних витрат належать до другої, компенсаційної групи [2]. В основі оцінки витрат даної групи лежать економічні збитки від забруднення навколишнього середовища та нераціональне використання природних ресурсів. В

У наш час, на жаль, економічно-екологічні збитки і похідні від них показники (насамперед нормативи платежів за забруднення) із низки об'єктивних і суб'єктивних причин враховуються не повною мірою або в перекрученому вигляді [2].

Розглянемо стан витрат на природоохоронні та компенсаційні цілі стосовно рівня підприємства та вплив цих витрат на його фінансовий стан. У сучасних умовах підходи до обліку екологічних витрат у контролінгу повинні бути своєчасними й ефективними. Якісне керування витратами підприємства – запорука його прибутковості. Розглянемо структуру витрат і виділим безпосередньо ті елементи, що мають найбільшу вагу. На рис. 2 наведена структурна схема витрат підприємства, на якій особливо виділені екологічні витрати.

Віднесення частини витрат до нейтральних говорить про те, що вони не є витратами по суті. До них можна віднести: позавиробничі витрати, неперіодичні витрати, списання (амортизація) об'єктів майна, втрачених у результаті форс-мажорних обставин тощо. Цільові витрати є бюджетоформівними для ціни продукції.

Система інформації у процесі контролінгу на підприємстві стосовно еколого-економічних витрат за методикою оцінки їх впливу повинна формувати наступні масиви даних про:

– найбільш значні складові екологічних витрат у цілому, бо саме вони є предметом першорядної уваги в роботі зі зниження витрат;

– технічний процес виготовлення тих товарів, виробництво яких пов'язано з найбільшими еколого-економічними витратами;

– сфери діяльності з найбільшими еколого-економічними витратами і хто несе за них відповідальність;

– вплив виробничих і екологічних витрат на прибуток, одержуваний у результаті реалізації продукції;

– вибір критерію оцінки зниження витрат для забезпечення можливого і прийнятного прибутку;

– вплив додаткових капіталовкладень на виробничі витрати.

Мета цієї системи – ефективне керування витратами з метою їх контроля й оптимального зниження, та як наслідок, можливість за наявності конкретних даних по виробництву, визначення економіко-математичної моделі.

Оптимальними можуть називати такі витрати, коли додаткові вкладення у приро-

доохоронні заходи компенсуються у допустимі терміни економією зниження збитків від забруднення [3]. Але оскільки економічний ефект повністю проявляється на рівні народного господарства, треба користуватись принципом мінімізації витрат, при заданих параметрах впливу на довкілля, також методом порівняння з витратами на інших однотипних виробництвах.

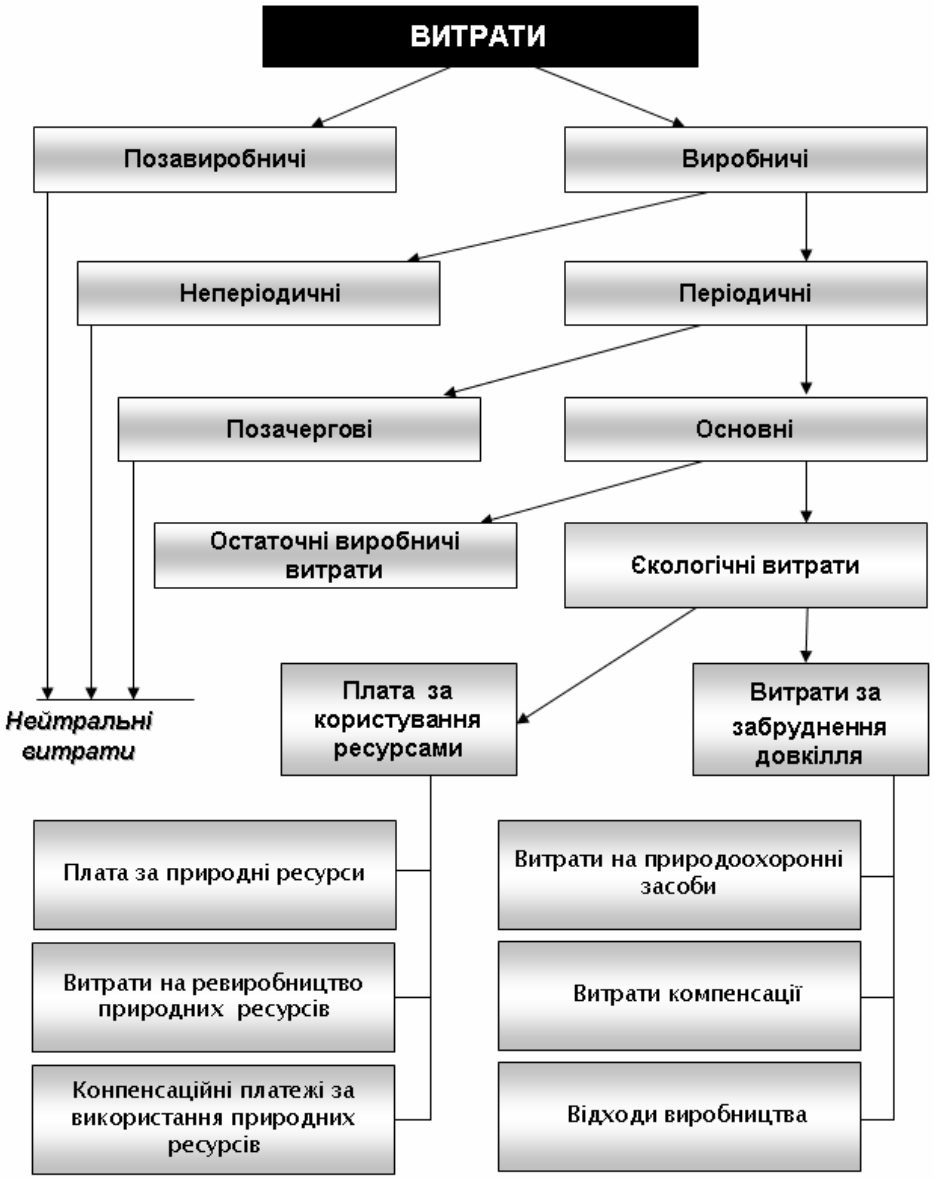


Рис. 2. Структура витрат промислового підприємства

Витрати з експлуатації нових природоохранних об'єктів збільшують собівартість продукції, тому нашим підприємствам вигідно сплачувати плату за забруднення, навіть вищу за норматив у п'ять разів. На основі вищесказаного необхідно приділити увагу формуванню ресурсів на екологічні цілі шляхом встановлення пільг по сплаті за забруднення довкілля за рахунок здійснення підприємствами природоохоронних заходів. Але далеко не кожний, навіть компенсаційний варіант природоохоронної діяльності, може забезпечити потрібний рівень прибутку, недарма ж за кордоном частка державних витрат на екологію складає 60-90% [4].

Кількість підприємств на Україні, які запроваджують дорогий екологічний менеджмент, невелика, насамперед це ті, які орієнтуються на збільшення експорту своєї продукції у розвинуті країни. Підприємства, сертифіковані по стандарту ISO1400, матимуть конкурентні пріоритети. Такі стандарти мають Нікопольський завод безшовних труб «NIKO Tube» і концерн «Стірол». Проводяться попередні роботи до сертифікації системи екологічного менеджменту на НТЗ в Дніпропетровську і на Нікопольському заводі феросплавів. Як варіант виходу з такого стану пропонується: введення додаткових екологічних вимог для підприємств-забруднювачів, збільшення штрафних санкцій за забруднення і, найголовне, щоб ці штрафи повертались у вигляді цільових субвенцій для екологічних програм.

У процесі розділення сукупних витрат сформований масив даних витрат підприємства на природоохоронну діяльність, як основа для їх контроля й оптимального зниження. Такий масив використовується для управління «по відхилах», а також для економіко-математичного моделювання.

Список літератури

1. Статистичний щорічник України за 2003 рік. – К.: Техніка, 2004. – 598 с.
2. Семененко Б.А. Екологічні витрати в умовах перехідної економіки // Фінанси України. – 2006. – №10. – С. 42-52.
3. Коренюк П.І. Менеджмент навколишнього природного середовища. – Дніпропетровськ: НГАУ, 2001. – 222 с.
4. Дёмина Т.А. Учет и анализ затрат предприятий на природоохранную деятельность. – М.: Финансы и статистика, 1990. – 112 с.
5. Веклич Е.Р. Платежі за забруднення в системі витрат підприємств //Економіка України. – 2005. – №7. – С. 47-56.
6. Петренко С.Н. Контроллинг. – К.: Ника-центр, Эльга, 2003. – 328 с.

УДК 622.02.539

© А.Р. Мамайкин
© Г.Н. Згурский

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ С УВЕЛИЧЕННЫМ ОТПОРОМ КРЕПИ

Наведено результати досліджень зсуву контуру підготовчої виробки, закріпленої рамним кріпленням зі збільшеним відпором.

Приведены результаты исследований смещения контура подготовительной выработки, закрепленной рамной крепью с увеличенным отпором.

Results of researches of contour displacement of development working timbered by frame support with increased repulse are brought.

Актуальность работы. Одним из аспектов экономической эффективности работы угледобывающей промышленности Украины является увеличение объемов безремонтной эксплуатации горных выработок. Особую актуальность приобретает проблема повышения устойчивости подготовительных выработок в сложных горно-геологических условиях шахт Западного Донбасса. Это обусловлено тем, что вмещающие породы характеризуются низкой механической прочностью, склонностью к размоканию, расслоению и пучению. Все эти факторы приводят к сокращению площади сечения выработок.

Изучение состояния горных выработок шахт Западного Донбасса, анализ затрат, связанных с их сооружением, поддержанием и ремонтом показывает, что наиболее трудоемкими процессами при обеспечении эксплуатационного состояния выработок являются мероприятия по предупреждению и ликвидации последствий пучения пород почвы, которое представляет собой разновидность деформаций окружающего массива горных выработок.



Рис. 1. Вдавливание стоек арочной крепи КШПУ-13,5 в почву выработки

Несмотря на значительное количество выполненных экспериментальных и аналитических исследований, пучение пород почвы выработок в настоящее время является одним из наименее изученных явлений. Именно поэтому инженерно-техническим работникам горнодобывающей промышленности не удалось добиться весомых положительных результатов.

На практике устойчивость выработки обычно обеспечивается двумя путями. Первый – установка крепи с высокой несущей способностью и увеличенным типоразмером. Он реализуется как установкой крепежных рам из высокопрочных легированных сталей, так и установкой рам из тяжелых профилей проката. Второй путь – увеличение плотности установки крепежных рам. При этом коэффициент запаса прочности берется явно завышенным, что приводит к значительному перерасходу крепежного материала и удорожанию возве-

дения выработок. При этом, как показывает опыт, зачастую не обеспечивается эксплуатационное состояние горных выработок.

В этой связи исследования конвергенции боковых пород подготовительных выработок при изменяющихся горнотехнических условиях является актуальной задачей, решение которой позволит разработать мероприятия, направленные на снижение объемов ремонтных работ и обеспечение устойчивости выработок. Их основой должны быть результаты шахтных инструментальных исследований.

Состояние вопроса. Анализ состояния подготовительных выработок шахты «Западно-Донбасская», закрепленных арочной крепью КШПУ, показал, что до начала ведения очистных работ наибольшее негативное влияние на эксплуатационное состояние оказывает пучение пород почвы. Опыт эксплуатации этих выработок свидетельствует о том, что от общей конвергенции пучение пород почвы может достигать до 60%.

Анализ литературных источников, связанных с изучением процесса пучения почвы, вызывающих его причин и мероприятий по борьбе с этим явлением показал, что одной из причин смещения пород почвы является их увлажнение [1]. Следует отметить тот факт, что при проведении выработки с изменением напряженно-деформированного состояния окружающего массива породы непосредственной кровли и почвы характеризуются повышенной влажностью. Исследования [2] показывают, что за срок эксплуатации выработок, не подверженных влиянию очистных работ, влажность пород увеличивается в среднем на 5-10% на глубину до 2 м от контура выработки. Увеличение влажности глинистых пород обусловливает переход пород в пластическое состояние, что приводит к потере прочности пород почвы и вследствие этого наблюдается вдавливание стоек арочной крепи во вспученные породы почвы выработок.

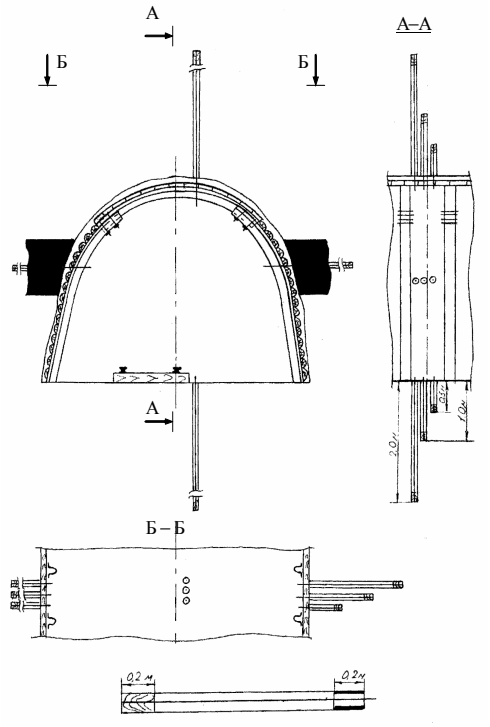


Рис. 2. Реперная замерная станция на 874-м бортовом штреке

Современные методы и способы борьбы с пучением весьма разнообразны [3-5]. Несмотря на значительный объем выполненных исследований, на сегодняшний день нет универсального технического решения по предотвращению деформаций почвы. Это связано, как правило, с изменением горно-геологических и горнотехнических факторов.

В результате необходимо изыскивать новые, экономически эффективные технические решения повышения устойчивости подготовительных горных выработок.

В 2006-2007 годах при проведении 874-го бортового штрека по пласту c_8 «Шахта «Западно-Донбасская» ОАО «Павлоградуголь» проводились экспериментальные работы по усилению рамной крепи КШПУ подпятниками и упорными хомутами. При проведении штрека определялся характер поведения горного массива вокруг выработки. Кроме того, исследовалось влияние этого мероприятия на интенсивность пучения пород почвы и вдавливание стоек крепи в выработке.

Целью настоящей статьи является изучение закономерности изменения величины пучения почвы и вдавливания стоек арочной крепи.

Основная часть. Повышение устойчивости подготовительных выработок в усло-

виях обводнения почвы и связанным с ним разупрочнением породного массива крайне затруднено. Арочная податливая крепь не препятствует смещению пород со стороны почвы внутрь выработки. Стойки крепи, имея недостаточную площадь опоры, при незначительном давлении со стороны кровли вдавливаются в породы почвы, что приводит к существенному уменьшению сечения выработки (рис. 1).

В 874-м бортовом штреке при проведении подрывки наблюдалось внедрение стоек арочной крепи в почву выработок на величину 120 мм. Во избежание этого требовалось изменить конструкцию арочной крепи либо принимать дополнительные меры по охране и поддержанию горных выработок.

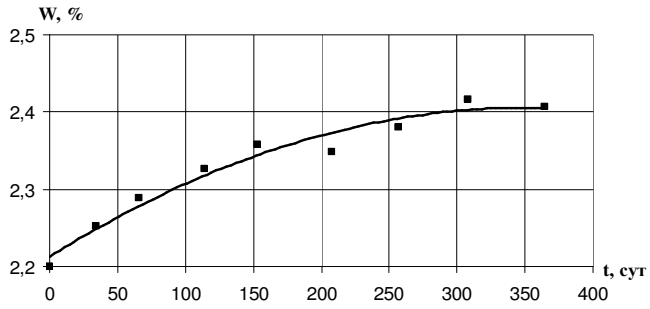


Рис. 3. Изменение влажности пород почвы вне зоны влияния горных работ

На основе изучения проявлений горного давления в подготовительных выработках предложен следующий способ повышения их устойчивости, отличающийся тем, что при креплении штрека арочной крепью применялись подпятники с различной площадью сечения, увеличивающие сопротивление крепи вдавливанию. В 874-м бортовом штреке шахты «Западно-Донбасская» ими были оборудованы четыре замерные станции, на которых измерялась величина пучения пород почвы (рис. 2).

Первая замерная станция была оборудована без подпятников, вторая - с подпятниками площадью S = 100 см^2, третья – с подпятниками площадью S = 225 см^2, четвертая – с подпятниками площадью S = 400 см^2 .

В процессе проведения исследований в выработках устанавливались характер и величина смещений пород и деформаций крепи. На участках наблюдений определялась влажность пород почвы. Как видно из рис. 3 влажность пород почвы в период исследований составляла от 2,2 до 2,4 %.

При данных значениях влажности пород были получены величины пучения пород почвы. На рис. 4 приведены результаты измерений пучения пород почвы горной выработки на четырех замерных станциях, оборудованных подпятниками.

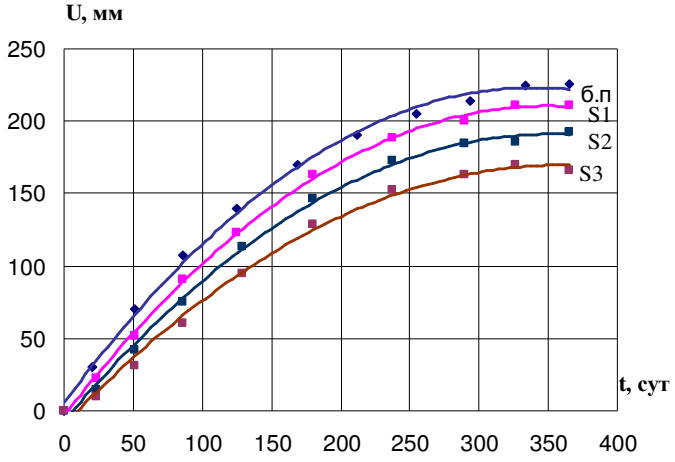


Рис. 4. Пучение пород почвы подготовительной выработки: б.п. – участок без подпятников; S1 – площадь подпятников S = 100 см^2; S2 – площадь подпятников S = 225 см^2; S3 – площадь подпятников S = 400 см^2



Рис. 5. Силовая установка

Из графика видно, что величина пучения почвы на участке выработки, закрепленном без подпятников, составила 230 мм. На участке с подпятниками площадью S = 400 см^2 величина пучения почвы составила 165 мм, что на 25% меньше.

Анализ скорости пучения почвы показывает, что на участке, закрепленном без подпятников скорость пучения составляет 0,57 мм/сут, тогда как на участке с подпятниками площадью S = 400 см^2 этот показатель не превышал 0,4 мм/сут. Таким образом, при установке подпятников скорость пучения почвы снизилась в 1,5 раза.

Для определения сопротивления почвы вдавливанию подпятников была изготовлена специальная силовая установка (рис. 5).

При проведении исследований в направляющую вводился отрезок стойки арочной крепи из спецпрофиля СВП, а измерительная стойка устанавливалась перпендикулярно горизонтальной плоскости пород почвы. Под отрезок спецпрофиля СВП силовой установки подкладывались подпятники площадью S = 100 см^2, S = 225 см^2, S = 400 см^2. Затем нагрузка на отрезок прикладывалась равномерно со скоростью 0,2-0,4 МПа/мин. Согласно методике, приведенной в нормативном документе [7], по мере нагружения образца фиксировалась нагрузка Р.

Результаты исследований сопротивления почвы вдавливанию представлены на рис.6.

Из графика видно, что величина вдавливания стоек арочной крепи без подпятника за исследуемый период составила 120 мм. На участке с подпятником площадью S = 400 см^2 величина пучения почвы составила 60 мм, что в 2 раза меньше.

Выводы. При низкой несущей способности пород почвы, за счет их влагонасыщения до 2,4%, стойки крепи значительно вдавливаются в деформированные породы, создавая дополнительную податливость и способствуя большим смещениям почвы. Величина пучения почвы на участке выработки, закрепленной без подпятников, составила 230 мм. На участке с подпятниками площадью S = 400 см^2 величина пучения почвы составила 165 мм, что на 25% меньше.

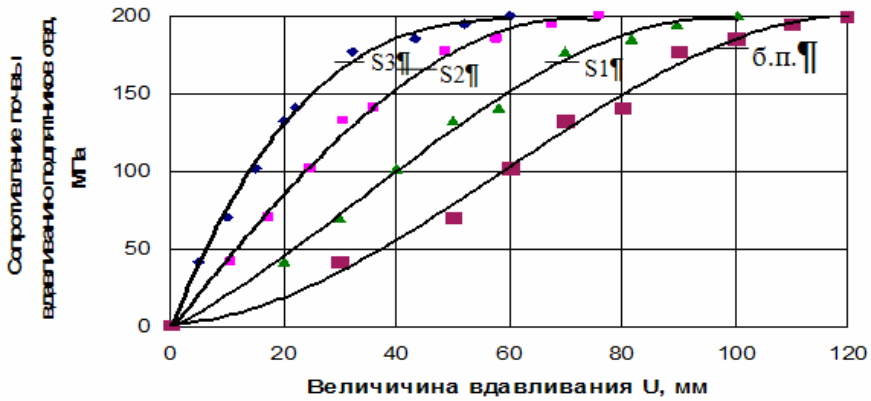


Рис. 6. Сопротивление почвы вдавливанию подпятников различной площади: б.п. – участок без подпятников; S1 – площадь подпятников S = 100 см^2; S2 – площадь подпятников S = 225 см^2; S3 – площадь подпятников S = 400 см^2

Величина внедрения крепи зависит от прочности пород почвы. При их низкой несущей способности крепь значительно вдавливается. Величина вдавливания стоек арочной крепи без подпятника за исследуемый период составила 120 мм. На участке с подпятником площадью S = 400 см^2 величина пучения почвы составила 60 мм, что в 2 раза меньше.

По результатам исследований, изложенным выше, можно сделать вывод, что с увеличением площади опоры надежность работы крепи возрастает. Увеличение площади опоры под ножками крепи до 400 мм^2 практически исключает вдавливание ножек крепи в почву.

Таким образом, за весь срок эксплуатации выработки отпадает необходимость проводить повторную подрывку пород почвы. Ожидаемый экономический эффект от внедрения данного мероприятия составляет 60835 грн.

Список литературы

1. Глушко В.Т., Широков А.З. Механика горных пород и охрана выработок. – Киев: Наукова думка, 1967. – 153 с

2. Глушко В.Т., Виноградов В.В. Разрушение горных пород и прогнозирование проявлений горного давления. – М: Недра, 1980. – 214 с.

3. Строительство горных выработок в сложных горнотехнических условиях: Справочник /Б.А. Картозия, В.А. Пшеничный, И.Г. Косков и др./ Под ред. Б.А. Картозия. – М.: Недра, 1992. – 320 с.

4. Мартовицький А.В. Обґрунтування параметрів способу забезпечення стійкості підготовчих виробок в умовах великих деформацій порід підошви (на прикладі шахти ім. В.М.Бажанова): Автореф. дисс....канд. техн. наук. – Дніпропетровськ: НГУ, 2006. – 18 с.

5. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород: Учебник. – К.: Новий друк, 2003. – 399 с.

6. Халимендик Ю.М., Мартюшев В.С., Кравченко А.В. Жесткие крепи для выработок шахт Западного Донбасса // Уголь Украины. – 1995. – № 5.

7. Управление кровлей и крепление в очистных забоях на угольных пластах с углом падения до 35°. Руководство КД 12.01.01.503-2001. – Киев: Минтопэнерго Украины, 2002. – 142 с.

УДК 658.588.004.67

© А.В. Мироненко,
Г.Я. Мищенко

БЕЗРАЗБОРНЫЙ РЕМОНТ И ПРОФИЛАКТИКА ОТ ИЗНОСА ПРОМЫШЛЕННОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Наведено опис та досвід використання геомодифікатора тертя, композиції силікатно-керамічної MEGAFORCE при безрозбірному ремонті промислового обладнання.

Приведено описание и опыт применения геомодификатора трения, композиции силикатно-керамической MEGAFORCE при безразборном ремонте промышленного оборудования.

The description and experience of tribotechnical substance application of geomodificator friction, composition of silicate and ceramic MEGAFORCE under the condition of industrial equipment unfolding repair.

С момента изобретения колеса человечество неустанно борется с трением, врагом прогресса в технике. За это время были разработаны сложнейшие конструкции и антифрикционные материалы. В настоящее время стали применяться технологии с использованием триботехнических составов, модификаторов трения. Одним из хорошо зарекомендовавшим себя является геомодификатор трения, композиция силикатно-керамическая MEGAFORCE, производства ООО НПП «Триботех» (г. Санкт-Петербург, Российская Федерация). Часто применение MEGAFORCE демонстрирует, в полном смысле, технические чудеса.



Например, на автомобильной выставке ДАВ-2006, проходившей с 8 по 11 ноября 2006 г. в днепропетровском экспоцентре «Метеор», научно-производственная фирма «Маскарт» продемонстрировала работу двигателя автомобиля ВАЗ-2108 со слитым маслом. При этом поддон был снят. Двигатель без смазки наработал за четыре дня 20 часов. По итогам выставки фирма награждена специальным дипломом в номинации «Применение новейшей технологии». Кроме того, это достижение зарегистрировано в Книге рекордов Украины с выдачей именного диплома. Учитывая, что в мировой практике официально не зарегистрировано подобное достижение, Книга рекордов Украины подала заявку в Книгу рекордов Гиннесса.

Такой успех стал возможным благодаря тому, что этот двигатель предварительно обкатывался с использованием композициисиликатно-керамической MEGAFORCE.

Что же собой представляет MEGAFORCE и чем она отличается от подобных триботехнических средств?

Композиция силикатно-керамическая MEGAFORCE представляет собой добавку в смазочные материалы, суспензию, состоящую из минерального состава слоистых силика-

тов, фуллереносодержащих минералов (шунгитов), поверхностно активных веществ (ПАВ) и различных катализаторов. Производится она в жидком и консистентном виде. Она предназначена для предотвращения износа трущихся поверхностей деталей и безразборного восстановления уже изношенных этих поверхностей. С помощью добавки в смазки MEGAFORCE производится одноразовая обработка механизмов. Для поддержания работоспособности восстановленных механизмов не требуется дополнительное внесение MEGAFORCE при очередной замене смазки.

От других добавок и присадок в смазки MEGAFORCE отличается, прежде всего, сложным минеральным составом и избирательностью при выполнении своих защитных и восстановительных функций, а также высокими и стабильными показателями, за счёт образования в зонах контакта пар трения органометаллокерамического слоя, содержащего фуллерены.

В состав MEGAFORCE входят такие соединения:

1. Кластеры (соединения с химическими связями):

а) гидрофобные – органометаллические соединения (комплексоны).

б) гидрофильные – керамические соединения, включающие в заданных соотношениях природные минералы следующих классификаций:

– «состаренные», включающие связанную воду (скородит, серпентин, хризонолла, оливенит, гидрогетит, заратит, каламин, колеманит и др.);

– «слабо состаренные», включающие гидроксильную группу ОН (азурит, атакимит, брошантит, гарниерат, гетит, диаспор, заратит, ильваит, малахит, микролит, псильмелан, ставролит, тальк, топаз и др.);

– «обычные», включающие ультрадисперсные алмазы, кварц, ильменит, циркон, шунгит, шеелит и др.; «двойники», сваренные при давлении и температуре в гидрофильный и гидрофобный кластеры (часто называемые «сростки»), формируют циалит (пористый материал), часто заполненный органикой, металлической легкоплавкой эвтектикой, металлоорганикой, органометаллокерамикой или их механической смесью (аналогия порошковой металлургии).


м. Дніпропетровськ 15 листопада 2006 р.

КНИГА РЕКОРДІВ УКРАЇНИ

ДИПЛОМ

нагороджується

Приватне підприємство "Науково виробнича фірма "Маскарт" (м. Дніпропетровськ) в особі директора Григорія МІЩЕНКО

у зв'язку з встановленням рекорду України у категорії "Технології". Зміст рекорду - безперервна робота автомобільного двигуна зі злитою оливою (піддон картера знятий). Зафіксовані результати: Марка автомобіля - ВАЗ-2108. До цього двигун був оброблений композицією силікатно-керамічною MEGAFORCE. Двигун пропрацював протягом 4-х днів з 8 по 11 листопада 2006 р. Загальний термін роботи двигуна без оливи - 20 годин. Місце встановлення рекорду: м. Дніпропетровськ, експоцентр «Метеор», автомобільна виставка ДАВ-2006. Дата: 15 листопада 2006 р.

Диплом підтверджує факт реєстрації досягнення, як рекорду України і виступає свідченням загального визнання.

Головний редактор "Книги рекордів України" О.Сніг- Оксана Сніцарук

КНИГА РЕКОРДІВ УКРАЇНИ

№ 33/000672

2. Клатраты – соединения с физическими связями «хозяин»-«гость». «Гость» – агрессивный металл, а «хозяин» – органическая защита «гостя» от окружающей среды. Для обеспечения избирательного наращивания изношенных контактируемых поверхностей «хозяин» должен разрушиться при определенных значениях температуры, давления, кислотности и даже количестве контактов.

3. Катализаторы, антиоксиданты, стабилизаторы, комплексообразователи, спирты, отвердители, каучуки и другие ингредиенты, которые обеспечивают управление скоростью протекающих процессов, селективностью, торможением на определенном звене цепи химической реакции, дифундированием и сегрегацией микрочастиц в поверхностном и подповерхностном слоях металла.

Физико-химические процессы, проходящие в трибосистеме с участием MEGAFORCE

При взаимодействии трущихся поверхностей происходят эффекты шаржирования, диффузии и сегрегации, которые обеспечивают переструктурирование подповерхностного слоя. Это происходит вследствие движения атомарного водорода в сторону повышенных температур, т.е. в зону подповерхностного слоя, который из-за пластических деформаций на контакте трущихся поверхностей имеет наибольшую температуру. В то же время природные минералы, органика и «сростки», находящиеся в MEGAFORCE обеспечивают связывание атомарного водорода в зоне третьего тела, путем повышения электросопротивления органометаллокерамического слоя и изменения pH в микрообъемах.

Сформированный органометаллокерамический жидкий кристалл, который обладает тиксотропными свойствами (по матрице) и несет в себе твердые природные минералы, подвсплывающие к поверхности слоя за счет эффектов «микроканавок», возбуждающего процесс автоколебаний, и «полирезонанса» – резонанса микрочастиц в матричных системах, имеющего все шесть степеней свободы и соизмеримого с шероховатостью сформированной поверхности. Процентные соотношения кластеров, клатратов и катализаторов обеспечивают скорость регулирования наращивания слоя. Повышение содержания твердой керамики ведет к перенаращиванию слоя. Снижение же содержания твердой керамики, при повышенных давлениях и температурах и даже при значительных скоростях наращивания слоя обеспечивает растекание сформированного жидкого кристалла между контактируемыми поверхностями, предотвращая заклинивание.

Химическая формула силикатов, в наибольшем количестве присутствующих в MEGAFORCE, следующая: $Mg_6(S_{i4}O_{10})(OH)_8$. Сопутствующие включения в виде оксидов и других групп содержат *Fe*; *Ca*; *Ni*; *Ti*; *Cr*; *Cu*; *Pt* и др. Параметр Ларсена подразумевает включения (до % масс) SiO – 1%; SiO_2 – 40%; Al_2O_3 – 1%; Fe_2O_3 – 3%; FeO – 1%; MgO – 40% и др., H_2O – 13-20%. Такой состав в некоторой степени соответствует добавками, используемыми в металлургии. При этом так же имеется некоторое соответствие с процессом получения кремнистых металлов (*Si-Ca; Ca-Si-Al*), ферросиликатов (*Fe-Si*) и др.

Для создания в трибосистеме устойчивого равновесия протекания окислительно-восстановительных реакций в зону трения необходимо ввести гидроокислы, содержащие ионы-катализаторы металлов с переменной валентностью. Такие условия препятствуют образованию свободных радикалов и выходу их из координационной сферы. Благодаря этому ионы металлов остаются в зоне трения, препятствуя изнашиванию поверхностей. Побочным продуктом окислительно-восстановительных реакций, при колебаниях скорости их прохождения, является вода. Образуемая таким образом гидрофаза участвует также в процессе снижения силы трения, изнашивания трибосистемы. В используемых гидросиликатах металлов имеется указанный выше химический и фазовый состав, который обусловливается сложными конгломератами окта- и тетраэдрических соединений со связями: *Si-O-Si*; *Si-O-OH-M* и др. При механическом и тепловом воздействии часть связей обрывается и получаются соединения с освободившимися связями типа *H-O-*( ), *H-O-OH-*( ) и вода. Одна часть появляется за счет адсорбирования водорода из металла, а другая есть не что иное, как конституционная вода, освобождённая из минерала. При этом идет активный процесс замещения связей за счёт адсорбирования водорода и образование новых связей: *Si-O-OH*; *Si-O-Fe* и т.д. Этот процесс приводит к возникновению следующих реакций между кристаллами MEGAFORCE и кристаллами фаз металла:

$$Mg_6(Si_4O_{10})(OH)_8 + Fe_2O_3 + H_2 \text{ —> } 4(MgFe)SiO_4 + 5H_2O.$$

Визуально это подтверждается выделением относительно большого количества воды.

В металлургии термическое преобразование серпентинитов происходит согласно реакции:

$$Mg_6(Si_4O_{10})(OH)_8 \text{ —> } 3Mg_2SiO_4 + SiO_2 + 4H_2O \text{ (при } t = 600°C).$$

Перед нами две похожие реакции с выделением воды и возможным замещением «оливин» на «форстерит + кремнезём», которые так же соизмеримы и с количеством затрат энергии. Таким образом, процессы в металлургии и процессы, происходящие в рассматриваемой трибосистеме, похожи по протеканию реакций и по фазовым физико-химическим преобразованиям при сравнимых энергозатратах и прочих равных условиях. Поэтому составы геоактиваторов для MEGAFORCE подобраны с учетом способности к инициированию микрометаллургических процессов, в результате которых образуются поверхности металлосиликатов, аналогичных форстеритам (оливинам), при этом геоактиваторы соответствуют определённым значениям энергоплотности, активности к водороду и взаимодействию с водой.

Для достижения повышения ресурса трущихся пар традиционными способами используются высококачественные сплавы, различные виды обработок поверхности металла, повышающих класс точности и чистоты, твердости и устойчивости к электрохимической коррозии. При этом изделия часто предварительно обкатываются и притираются, например, планетарная шестерня – хвостовик. Но, несмотря на все технические ухищрения, по причине неизбежного прямого контакта металлических поверхностей при трении, за счет эффектов Ребиндера (воздействием всепроникающего атомарного водорода) контактируемые поверхности интенсивно разрушаются, а продукты разрушения вымываются маслами, которые в этом случае являются не больше чем охлаждающей средой, так как их вязкость не превышает 100 сантистокс. При существующих же давлениях на контактирующих поверхностях, даже у средненагруженных механизмах, для обеспечения безызносной эксплуатации необходима вязкость масел около 10 000 сантистокс. Вот в этом случае защиту от износа успешно выполняет MEGAFORCE, благодаря уникальности образованной поверхности, которая имеет такие показатели:

– коэффициент трения до 0,003;

– микротвёрдость поверхности по alfa-плоскости до 690...710 НУ;

– ударная прочность – 50 кгс/мм^2 (при повышении процентного содержания состава клатратов и «состаренного» состава кластеров жидкий монокристалл при восприятии нагрузки переходит в вязкотекучее состояние);

– высокая коррозионная стойкость, обеспечиваемая связыванием атомарного водорода – катализатора всех физико-химических и химических процессов;

– высокое удельное электрическое сопротивление – 106 Ом/м;

– высокая огнеупорность, обеспечиваемая наличием при формировании жидкого кристалла преимущественно природных минералов (гидрофобных и «двойников»);

– высокие (несколько ниже кварца) пьезоэлектрические свойства, что способствует подавлению трибоэлектрического эффекта;

– относительная диэлектрическая проницаемость 25-30 ед., что является подтверждением аналогичных сил адгезии и когезии (аутогезии);

– относительная магнитная восприимчивость ≈ 0,2, что значительно усиливает способность к аутогезии магнитного происхождения;

– низкая теплопроводность (в десятки раз ниже известных твёрдых смазок).

Такие высокие триботехнические показатели защитной поверхности обеспечивают увеличение ресурса механических средств в 2-3 раза, при этом возможно проведение ремонтно-восстановительных работ без их разборки; экономию энергоносителей (нефтепродукты, электроэнергию, газ) до 15-20%; повышение комфортности обслуживающего пер-

сонала за счет снижения шума и вибрации; улучшение экологических показателей при эксплуатации оборудования (снижение тепловых выбросов, снижение вредной составляющей в отработанных газах при использовании нефтепродуктов и газа).

MEGAFORCE применим во всех видах промышленной техники и транспорта. При этом обрабатываются подшипники, редукторы, все механизмов и агрегатов от миниатюрных до сверхтяжелых, весящих десятки, сотни и даже тысячи тонн.



Технология с использованием MEGAFORCE апробирована и внедрена на многих предприятиях ближнего зарубежья. Она уже много лет используется такими промышленными гигантами, как ОАО «Лукойл», ОАО «КамАЗ», РУП «МАЗ», ОАО «Северсталь», ОАО «Ижсталь», АО «Средазцветмет» и другие. В Украине MEGAFORCE также успешно применяется на многих предприятиях, при этом восстанавливается как изношенное оборудование, так и существенно улучшается работа нового оборудования. Причем часто улучшаются или восстанавливаются узлы оборудования уникальные или дорогостоящие. Из выпускаемого, к примеру, оборудование не могло пройти сертификацию по звуковому давлению в соответствии с санитарными нормами.

Вот некоторые из видов восстановленного или улучшенного оборудования: ОАО «Днепропетровский трубный завод» (зубчато-валковая муфта шпинделя главного привода стана непрерывной прокатки трубопрокатного агрегата ТПА-80), ЗАО «Энергоресурсы» (поршневой компрессор высокого давления 305ВП-16/70, компрессор 4ВМ10-100/8), Институт электросварки им Е. Г. Патона АН Украины (вакуумные агрегаты АВЗ-20 и АВМ-150 электровакуумной сварочной установки), ОАО «Ингулецкий горно-обогатительный комбинат» (электровозные компрессоры КТ-7), ОАО Днепротяжмаш» (зубчатые пары редукторов вагоноопрокидывателей», ООО «Технопром» (тягачи DAF, Iveko, Volvo, Renault, КрАЗ), ЧП «Прогресс» (гидравлический экскаватор Zeppelin ZM-15), ГП «ПО ЮМЗ» СК «Метеор» (комбайн по подготовке ледового покрытия FICOL 2200), ОАО «Киевский станкостроительный концерн «Веркон» (станки-автоматы ПАБ-350).

Срок окупаемости работ, связанных с обработкой оборудования геомодификатором трения MEGAFORCE, составил от двух недель до шести месяцев.

Для горной промышленности геомодификтор трения MEGAFORCE является перспективным средством безразборного ремонта и профилактики от износа механизмов, работающих в тяжелых условиях: запыленности, агрессивной среде, повышенной влажности, перепадах температур и атмосферных осадках. А при подземных способах добычи полезных ископаемых в стесненных условиях, часто не позволяющих производить разборку и сборку оборудования. Кроме того, в настоящее время добавилась ещё и нехватка высококвалифицированных ремонтников. Подобные проблемы решаются с помощью MEGAFORCE.

Подземные способы добычи полезных ископаемых связаны с такими энергозатратными технологиями, как вентиляция, производство сжатого воздуха и водоотлив. В данном случае применение MEGAFORCE может обеспечить экономию электроэнергии до 15-20%. Например, обработка компрессоров 305ВП-16/70 и 4ВМ10-100/8 (ЗАО «Энергоре-

сурсы», г. Никополь) сократила потребление электроэнергии на 12,5% первым компрессором и на 15,1% – вторым.

Пример работы оборудования в тяжелых условиях – это трубопрокатный агрегат бесшовных труб ТПА-80 (ОАО «Днепропетровский трубный завод»). Агрегат оснащен шестнадцатью приводными шпинделями. В свою очередь каждый из них имеет по две валково-зубчатые муфты. Большинство из этих муфт работает в зоне высоких температур, где охлаждающей жидкостью вымывается смазка и, кроме того, в зубчатое сочленение попадает окалина. Самая нагруженная муфта шпинделя главного привода непрерывного стана ТПА-80 в таких условиях выдерживает эксплуатацию около двух месяцев. Эта муфта и была выбрана для эксперимента. Перед монтажом на зубья муфты была нанесена консистентная MEGAFORCE. Затем, для предварительного создания металлокерамического слоя, муфта накатывалась в течение 2-х часов без нагрузки и подачи охлаждающей жидкости. Дальше пошла обычная эксплуатация. Смазку, естественно, вымыло, и внутри муфты все покрылось рыхлой ржавчиной, за исключением пятен контактов. Еще до конца эксперимента (на момент написания статьи муфта еще не вышла со строя, несмотря на то, что идет уже девятый месяц) заводская комиссия сделала заключение, что ресурс муфты увеличился более чем в 2 раза. На сегодняшний день завод закупил MEGAFORCE и произвел обработку не только всех муфт, но еще и другого оборудования станов ТПА-80 и ТПА-140. Фирмой «Маскарт» разработана специальная инструкция по применению геомодификатора MEGAFORC при производстве горячедеформированных труб в условиях ОАО «Днепропетровский трубный завод».

В качестве примера, демонстрирующего успешное восстановление гидравлических систем, которые широко используются при подземной добыче полезных ископаемых, приведем безразборный ремонт гидрофицированного экскаватора марки Zeppelin ZM-15, который прибрело в Германии ЧП «Прогресс» (г. Днепропетровск). Экскаватор был сильно изношенный. С трудом он проработал пять месяцев и стал вопрос о капитальном ремонте его гидронасоса и гидродвигателей, т.к. экскаватор перестал передвигаться и копал уже с трудом. После внесения MEGAFORCE в гидравлическую систему (емкость маслобака 180 л) через 10-12 ч начал восстанавливаться ход, а через 80 ч полностью восстановился ход на всех передачах. При этом существенно улучшился процесс копания.

Учитывая, что оборудование, подлежащее обработке геомодификатором трения, часто является уникальным или дорогостоящим, то можно произвести его страхование. Это готово выполнить акционерное страховое общество «Вексель».

Для заинтересовавшихся данной технологией ресурсо-энергосбережения, мы готовы предоставить дополнительную информацию, провести презентацию для специалистов предприятий, разработать методики и оценить экономическую эффективность от применения MEGAFORCE для конкретного оборудования.

Обращайтесь: 49000, г. Днепропетровск, ул. Артема, 43, ЧП НПФ «Маскарт», (0562) 321886, (056) 7455419, 3742841. E-mail: mascarts@fregat.com.

УДК 622.02:681.586 © В.М. Здещиц

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРЕПОСТИ ГОРНОЙ ПОРОДЫ МЕТОДОМ СЕЙСМИЧЕСКОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

Розглянуто методику вимірювання швидкості сейсмічних хвиль, призначену для визначення міцності гірської породи в шахтах.

Рассмотрена методика измерения скорости сейсмических волн, предназначенная для определения крепости горной породы в шахтах.

The technique of measurement of speed of the seismic waves, intended for definition of a fortress of rock in mines is considered.

Знание физико-механических характеристик горных пород необходимо для обоснования параметров буровзрывных работ, оценки устойчивости массивов пород, обнажаемых горными выработками, а также для расчета и конструирования горных машин и механизмов, выбора режимов их работы.

При определении физико-механических характеристик горных пород используются два метода исследований: статический и динамический. Наибольшее распространение получили статические методы исследования горных пород. По технологии производства они являются довольно трудоемкими, требуют мощного оборудования, тщательной подготовки образцов к испытаниям. Получаемые при этом характеристики во многом зависят от размеров и формы образцов, условий ведения испытаний и других факторов.

Преодолеть эти недостатки во многом позволяют динамические способы исследования, в частности, звуковые [1]. Звуковые методы исследования имеют перед статическими такие преимущества, как отсутствие разрушающих и повреждающих воздействий на испытуемый образец, возможность повторения испытаний, наблюдения кинетики процессов, происходящих в горных породах при изменении внешних условий, оперативность проведения испытаний и получения результатов. В ряде случаев динамические способы являются единственными.

Основой звуковых методов является исследование распространения упругих волн в твердых телах, в том числе, горных породах.

Характерной особенностью звуковых методов является то, что результаты испытаний получаются не в виде непосредственных значений свойств пород, таких, например, как модули упругости E, G, коэффициент Пуассона σ, а в виде косвенных показателей: скорости или времени распространения упругих волн, собственной частоты колебаний исследуемого образца и др.

Звуковые методы позволяют также находить некоторые свойства горных пород косвенным путем на основании установления корреляционных связей между этими свойствами и значениями акустических характеристик для данной горной породы.

Возникновение и распространение колебаний в горных породах происходит также, как и во всяком твердом теле.

Процесс волнового движения для изотропной упругой среды описывается дифференциальными уравнениями:

$$\rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = (\lambda + \mu) \frac{\partial \Delta}{\partial x} + \mu \nabla^2 u;$$

$$\rho \frac{\partial^2 \upsilon}{\partial t^2} = (\lambda + \mu) \frac{\partial \Delta}{\partial y} + \mu \nabla^2 \upsilon;$$

$$\rho \frac{\partial^2 \omega}{\partial t^2} = (\lambda + \mu) \frac{\partial \Delta}{\partial z} + \mu \nabla^2 \omega,$$

где u, v, ω – сответственно, перемещения в направлении осей x, y, z; λ, μ – константы Ляме; ρ – плотность среды; Δ – объемное расширение; ∇ – оператор Лапласа.

В этих уравнениях константы λ и μ определяют упругие свойства изотропной среды.

Основными акустическими характеристиками вещества являются: скорость распространения упругих колебаний, которая определяется в основном плотностью и упругими свойствами среды; удельное волновое сопротивление, равное произведению плотности среды на скорость звука; коэффициент затухания упругих колебаний.

Скорость распространения звуковых волн с связана с длиной волны λ и частотой колебаний f, характеризующих волновое движение зависимостью:

$$c = \lambda / f.$$

Горные породы обладают как упругостью объема, так и упругостью формы, то есть стремятся сохранить свой объем и форму при воздействии на них звуковых колебаний. Благодаря этому горные породы способны передавать, кроме продольных упругих волн, также сдвиговые (поперечные) и другие типы волн.

Соотношение между скоростями распространения продольных c_L, поперечных c_T и поверхностных c_R упругих волн следующее:

$$c_L > c_T > c_R.$$

Связь скорости и упругих характеристик горной породы для разных типов волн определяется выражениями:

$$C_L = \sqrt{\frac{E(1-\sigma)}{\rho(1+\sigma)(1-2\sigma)}};$$

$$C_T = \sqrt{\frac{G}{\rho}};\ C_R = \frac{0{,}87 + 1{,}12\sigma}{1+\sigma}\sqrt{\frac{G}{\rho}}.$$

Поэтому в однородной изотропной среде ее упругие свойства могут быть определены просто, если известны какие-либо две скорости распространения упругих волн (C_T и C_L; C_L и C_R и т.д.)

Зависимости скорости распространения продольных, поперечных и поверхностных упругих волн от плотности горной породы [1] приведены на рис.1

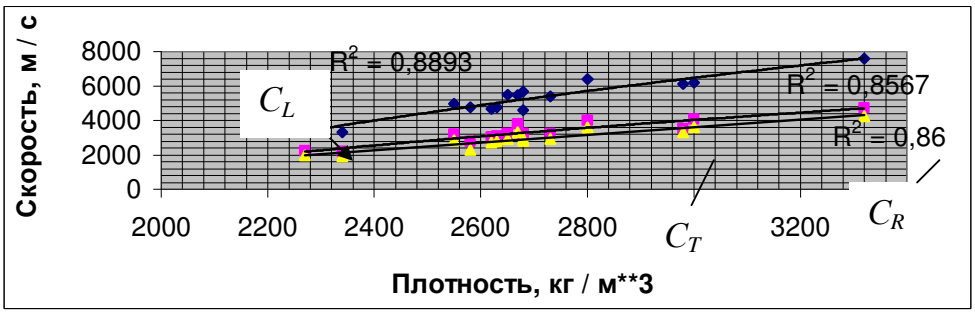


Рис. 1. Зависимость скорости упругих волн от плотности горных пород

Горные породы в общем случае представляют собой структурные среды, компоненты которых обладают различными упругими свойствами. Прочные горные породы (гранит, кварцит, мрамор и др.) при напряжениях, не превышающих предела упругости, ведут себя как однородные упругие среды, полностью восстанавливающие свои размеры и форму после удаления деформирующих сил. В этих горных породах упругие параметры находятся по соотношениям, приведенным выше.

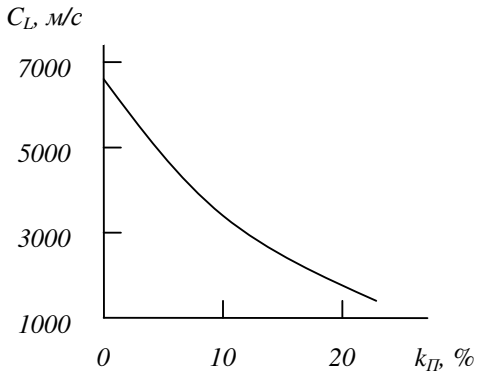


Рис. 2. Зависимость скорости распространения продольных волн от пористости горных пород [1]

Так как упругие характеристики горных пород зависят, в свою очередь, от минералогического состава, структуры, пористости, влажности и других факторов, то, следовательно, скорость распространения упругих волн в породах с изменением каждого из этих факторов будет также изменяться. На этом факте и построен метод определения крепости путем сейсмического зондирования горной породы. На рис. 2 представлена зависимость скорости распространения продольных волн от пористости горных пород.

В сильно пористых породах и грунтах скорость распространения упругих волн в общем определяется упругими свойствами всех составляющих эти породы фаз: твердых компонентов (скелета) и вещества, заполняющего поры. В таких породах (однородных и изотропных) распространение продольных и поперечных упругих волн удовлетворяет следующим уравнениям:

$$\left(K_{T+Ж}+\frac{4}{3}G\right)\nabla^2\Theta=\left[\left(1-k_П\right)\rho_T+k_П\rho_Ж\right]\frac{\partial^2\Theta}{\partial t^2};$$

$$G\nabla^2\omega=\left[\left(1-k_П\right)\rho_T+k_П\rho_Ж\right]\frac{\partial^2\omega}{\partial t^2},$$

где Θ и ω – соответственно, дивергенция и ротор вектора смещения;
$\rho_Т$ и $\rho_Ж$ – плотности твердой и жидкой сред;
G – модуль сдвига твердых компонентов породы;
$K_{Т+Ж}$ – модуль всестороннего сжатия породы, определяющийся из уравнения:

$$\frac{1}{K_T}=\frac{k_П}{K_Ж}+\frac{1-k_П}{K_T};$$

где $k_П$ – пористость породы.

Отсюда скорости продольных c_L и поперечных волн $c_Т$ равны:

$$C_L=\sqrt{\frac{K_{T+Ж}-\frac{4}{3}G}{(1-k_П)\rho_T+k_П\rho_Ж}};$$

$$C_L = \sqrt{\frac{G}{(1-k_П)\rho_Т + k_П\rho_Ж}}.$$

Скорость распространения акустических волн возрастает с увеличением содержания твердых компонентов в породе, то есть с увеличением плотности породы. Рыхлые породы характеризуются малой скоростью распространения упругих волн. По изменению скорости можно судить об изменении крепости горной породы по мере ее отработки.

Распространяющиеся через горную породу звуковые волны несут с собой определенную энергию. По мере распространения через среду количество энергии, переносимое волной за 1 с, через единичную площадку, перпендикулярную к направлению распространения, уменьшается в результате поглощения по экспоненте. По степени ослабления интенсивности пучка также можно судить о крепости породы.

Поперечное сечение рудного тела ограничено, поэтому, измерив временной интервал между приходом прямой волны и отраженной на границе раздела сред с разной крепостью, можно также определить скорость распространения сейсмической волны.

Таким образом, по сейсмограмме можно тремя независимыми способами определять скорость распространения сейсмической волны, а вместе с этим и контролировать крепость горной породы.

Развитие электроники, акустики и других областей современной науки позволяет значительно усовершенствовать звуковые методы исследования физико-механических свойств горных пород.

Целью проведенных нами экспериментов в шахте «Октябрьская» являлось выяснение принципиальной возможности использования сейсмической аппаратуры на базе цифрового запоминающего осциллографа TPS 2014 для определения крепости целика рудного месторождения при его разгрузке. В дальнейшем, на основании полученных данных, предусматривалась разработка методики оценки оптимального числа и местоположения взрывных скважин в зависимости от фактической крепости горной породы. Поэтому проект содержал три основных этапа: 1) определение скорости сейсмических волн υ в породах известной крепости f и установлении функциональной зависимости $\upsilon = F(f)$; 2) наблюдение изменения крепости пород с течением времени при ведении очистных работ; 3) разработка рекомендаций относительно технологии буровзрывных работ, зависящей, как известно, от крепости породы.

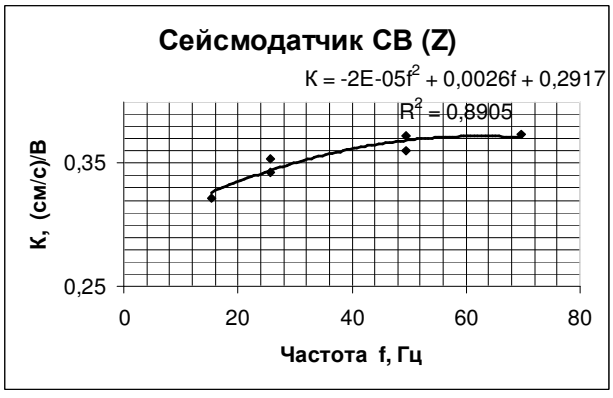


Рис. 3. Данные калибровки сейсмодатчика

Для регистрации горизонтальных колебаний нами использовались сейсмические датчики СГ1-10 и СГ-10. Датчики СВ-10Ц использовались для регистрации вертикальных колебаний. Это сейсмодатчики с магнитоэлектрическим преобразователем и линейным перемещением инерционной массы. Корпус прибора является также и магнитопроводом, частью магнитной системы, состоящей из постоянного магнита и магнитопровода-корпуса. В рабочем зазоре магнитной системы располагается индукционная катушка, подвешенная на фигурных пружинах. При перемещении витков катушки в зазоре магнитной системы возникает э.д.с. индукции, пропорциональная скорости изменения потока магнитной индукции.

С целью метрологической аттестации комплект сейсмической аппаратуры калибровался на вибростоле. Определялся коэффициент преобразования скорости механических колебаний *K* в напряжение. Результаты калибровки сейсмодатчиков СВ-10Ц представлены на рис. 3.

Постановка измерений скорости распространения сейсмических волн в горной породе приведена на рис. 4. В точке наблюдения на заднюю панель целика устанавливается группа сейсмоприемников в количестве 3 шт., посредством которых регистрируется продольная составляющая колебаний вдоль оси *x,* проходящей через точку замера и эпицентр взрыва; поперечная составляющая *y*, перпендикулярная оси *x,* и поперечная составляющая *z*. На передней панели сейсмический датчик №1 размещается вблизи взрывной скважины.

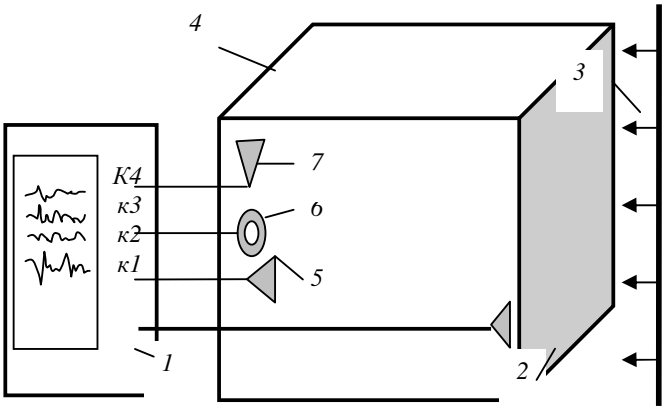


Рис. 4. Постановка измерений: 1 – осциллограф; 2 – датчик продольной волны №1; 3 – фронт сейсмической волны; 4 – целик; 5 – датчик продольной волны №2; 6 – датчик поперечных колебаний (y); 7 – датчик поперечных колебаний (z)

Все сейсмические датчики соединяются с портативным цифровым четырехканальным осциллографом TPS-2014 посредством пассивных пробников типа P2220 с полосой пропускания 200 МГц при уровне 300$В_{эфф}$. Датчик №1 соединяется с пробником посредством радиочастотного кабеля, что позволяет передавать его сигнал на осциллограф без искажения. Полностью изолированные независимые входы осциллографа предотвращают перекрестное влияние одного измерительного канала на другой. Имеется изолированный вход для внешнего запуска.

Программное обеспечение Open Choice позволяет передавать информацию о форме сигнала, результатах измерений, а также выполнении установок непосредственно с осциллографа в документы Excel. Программное обеспечение WST – RO WaveStar обеспечивает управление осциллографом с персонального компьютера.

Как видно на рис. 4, датчик №1, измеряющий продольные колебания, выносится на фиксированное расстояние против направления движения сейсмической волны. Это дает возможность не только осуществить запуск осциллографа до прихода сейсмической волны на датчики, расположенные на задней панели целика, но и измерить скорость распространения продольной компоненты волны в горной породе по известной базе между датчиками №1 и №2 и расстоянию между датчиком №1 и местом взрыва. Возможности цифрового осциллографа TPS 2014 таковы, что, записав сейсмограмму, можно развернуть любой ее участок (в том числе и начальный) и с высокой точностью определить моменты прихода сейсмических волн. Полоса пропускания аналогового канала – 100МГц.

В натурном эксперименте испытания сейсмометрической аппаратуры в постановке, отображенной на рис.4, были проведены 06.03.2007 г. Все сейсмодатчики и осциллограф размещались на горизонте 1180 м на расстоянии 28 м от четырех взрываемых накладных зарядов по 750 г ВВ каждый, которые располагались выше на горизонте 1152 м на расстоянии 5 м друг от друга. Крепость горной породы составляла величину f = 5-7.

Время задержки взрывов друг относительно друга составлял 0,1-0,5 с.

Самозапуск осциллографа осуществлялся от датчика вертикальных колебаний. Порог запуска – 40 мВ по фронту нарастающего сигнала. Чувствительность по вертикали – 200 мВ/деление.

Амплитуды сейсмических сигналов находились в пределах 32-680 мВ, что соответствует скоростям колебания горной породы 0,01-0, 25 см/с.

Фоновые измерения сейсмики (рис. 5) показали, что максимальные значения колебаний породы при работе перфоратора на отметке 1152 м составляют 50 мВ по вертикали и 70 мВ по горизонтали. Следовательно, для увеличения точности измерений необходимо увеличить количество ВВ до 1…2 кг, что в последующих опытах и было сделано.

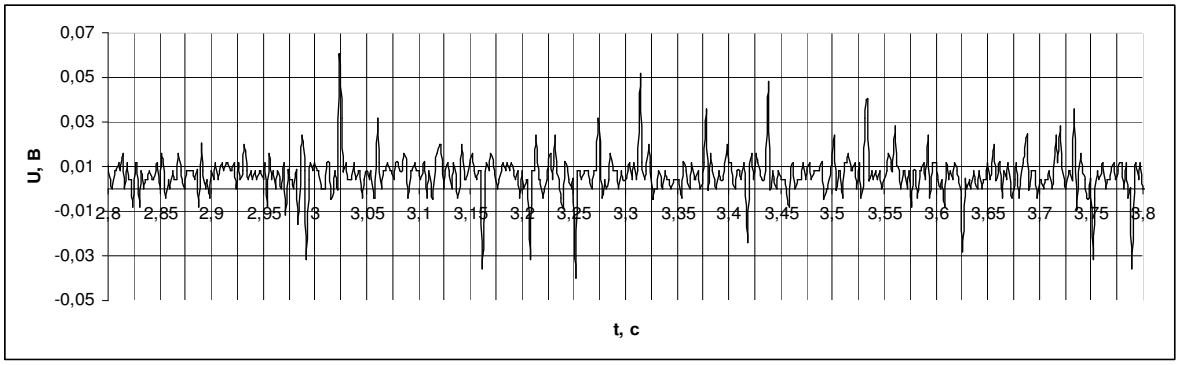


Рис. 5. Сейсмограмма фоновых колебаний

Серия проведенных в дальнейшем экспериментов дала возможность определить и величины продольных скоростей в горном массиве мощностью до 40 м. Типичная сейсмограмма, получаемая в опытах, приведена на рис. 6, типичная постановка опыта – на рис. 7.

По данным, полученным в опытах (табл.), была определена зависимость скорости распространения продольных волн от крепости породы (рис. 8).

Таблица

Результаты измерений

Крепость породы	4-6	6-8	8-10	10-12
Скорость, м/с	3680	4786	5080	6250

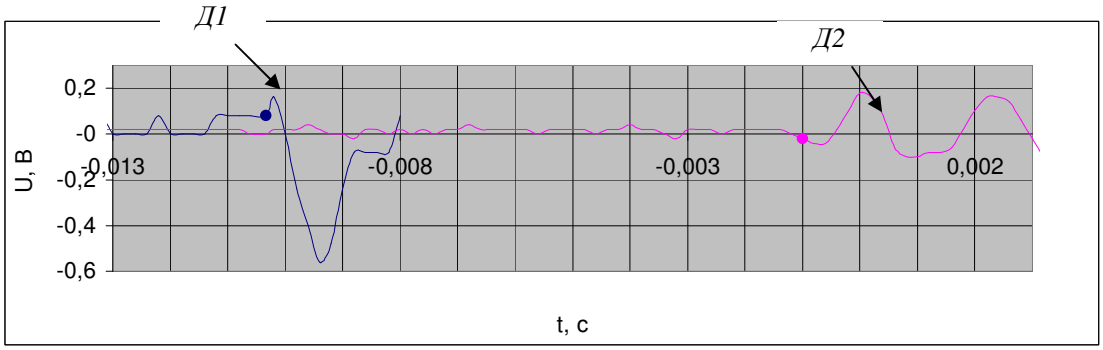


Рис. 6. Сейсмограмма опыта (ВВ – 2, 4 кг, база измерений 39 м)

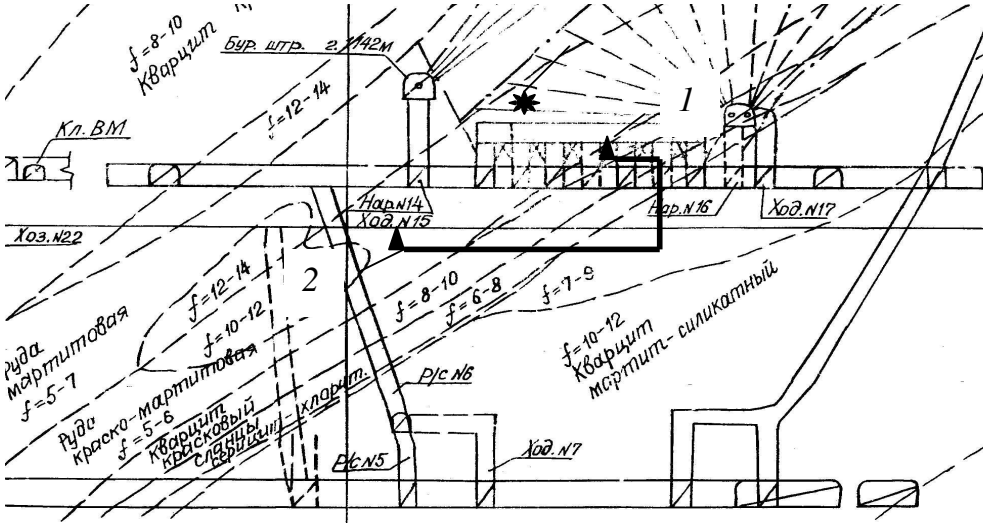


Рис. 7. Схема размещения сейсмодатчиков на горизонтах:
1 – датчик №1, 2 – датчики №2; 3, 4 – TPS 2014; 3 – ВВ; 4 - кабель

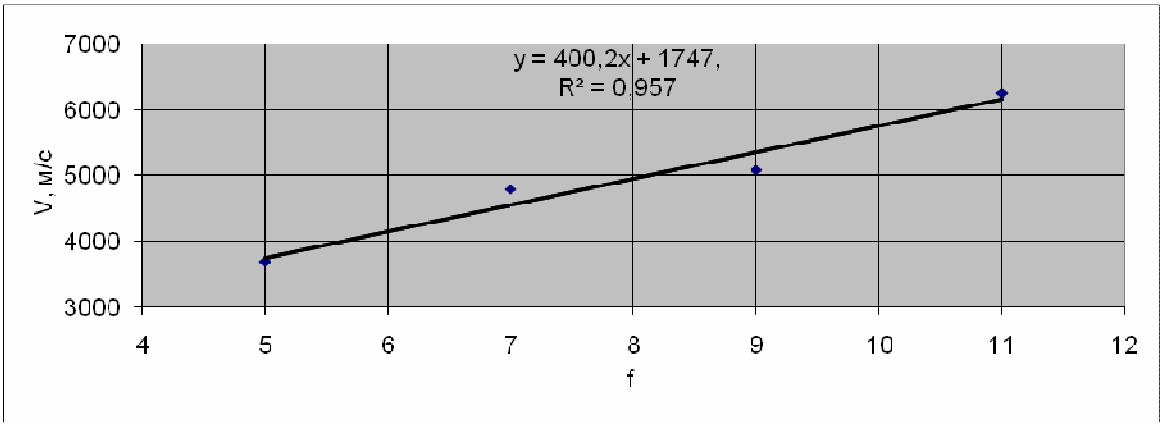


Рис. 8. Зависимость скорости продольной волны от крепости горной породы

Выводы, которые можно сделать из этих экспериментов, следующие:

– Методика сейсмического зондирования позволяет определять скорость поперечных и продольных волн, т.е. контролировать крепость целика при разгрузке и оценивать размеры рудного тела.

– Для увеличения точности отсчета временных интервалов при базе измерений до 40м необходимо использовать ВВ в количестве 2-2, 5 кг.

– Изменение крепости горной породы на единицу приводит к изменению скорости распространения продольной сейсмической волны на 400 м/с.

Список литературы

1. Ямщиков В.С. Ультразвуковые и звуковые методы исследования горных пород. М., 1964. – 72 с.

УДК 622.273.012 © В.А. Родный

К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ ОЧИСТНЫМИ МЕХАНИЗИРОВАННЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

Розглянуто причини засмічення вугілля при розробці тонких пологих вугільних пластів очисними механізованими комплексами. Визначені основні напрями підвищення якості добувної гірської маси.

Рассмотрены причины засорения угля при разработке тонких пологих угольных пластов очистными механизированными комплексами. Определены основные направления повышения качества добываемой горной массы.

Causes of pollution by rocks while developing thin flat coal seams by stopping mechanized complexes are considered. Main directions of increasing quality of extracting rock mass are defined.

На шахтах Украины разработка тонких угольных пластов происходит в сложных горно-геологических условиях, снижается качество добываемого угля, возрастает его себестоимость, увеличивается газоность и водообильность разрабатываемых пластов. Применяемые серийно выпускаемые механизированные комплексы не всегда обеспечивают эффективную добычу угля. Они не имеют постоянной комплектации, неправильный подбор очистного комбайна и механизированной крепи, что приводит к вывалообразованиям породы в рабочие пространство лавы. При этом производительность в очистных забоях снижается на 35…85%. Величина снижения производительности рабочих находится в зависимости от интенсивности ведения горных работ. Происходит увеличение зольности сверхпланового уровня из-за попадания породы в добытый уголь. Во время вывалов породы кровли засорение угля составляет 1,8…5%. В основном обрушаются слабые породы непосредственной или ложной кровли с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова f =1,5…4. Средние размеры куполов вывалов составляют 1…6 м, а их ширина достигает 1,8…7,2 м. Объём вывалившихся пород составляет 1,2…2,4 м^3 [1].

Вывалообразование зависит от многих факторов, таких как: прочность и мощность вмещающих пород, удельное сопротивление крепи, величина горного давления и отставание крепи от забоя. К ним добавляются трещиноватость пород кровли, геологические нарушения, положение забоя относительно кливажа, скорость подвигания забоя, ширина захвата комбайна и длины лавы.

Устойчивость непосредственной кровли в очистном забое зависит от мощности и типа слагающих её пород, нарушенности плотности перекрытия обнажений призабойной крепью и ряда других факторов. Исследования проведённые Кравченко В.И. [2] свидетельствуют о том, что при узкозахватной и струговой выемке основная часть вывалов кровли наблюдается в бесстоечном пространстве между линией забоя и первом рядом стоек. Расстояние между концом консоли металлического верхняка и забоем – от 0,51 до 0,78 м, что в 1,7-2,6 раза больше значения, принятого считать нечувствительным к обрушению (0,3м). Большая часть обрушения (64-75%) происходит на расстоянии 0,2-0,6 м от линии забоя.

Более 75% общего числа вывалов наблюдается при наличии ложной кровли и глинистого сланца. В некоторых случаях число вывалов на расстоянии до 5 м от комбайна, т.е. в зоне наиболее интенсивного опускания кровли, достигает 85,7%.[3]

Согласно исследованиям [4], повышение рабочего сопротивления крепи свыше 250 кН/м^2 не оказывает какого-либо влияния на частоту вывалов высотой менее 30 см. В то же время при рабочем сопротивлении крепи, значительно меньшим 250 кН/м^2, может наблю-

даться существенное увеличение частоты вывалов высотой более 50 см, особенно при глубине горных работ свыше 800 м.

На образование вывалов из кровли высотой до 30 см сопротивление крепи не оказывает существенного влияния. Частота вывалов высотой более 30 см непосредственно зависит от сопротивления крепи. Чем выше горное давление, тем больше должно быть сопротивление крепи. Частота вывалов высотой до 30 см остаётся примерно постоянной при любом давлении [4].

В зависимости от свойств углей устанавливается 19 показателей качества, которые характеризуют назначение и экономичность использования топлива. Для всех видов продукции основными нормируемыми показателями качества топлива являются зольность, влажность, содержание серы, выход летучих веществ, высшая и низшая теплота сгорания.

Зольность – один из важнейших показателей качества угля при добыче и обогащении, которым определяется ценность угля. Когда фактическая зольность не соответствует нормам, к оптовым ценам применяется скидки (надбавки) в размере 2,5% за каждый процент повышения зольности [5].

Для понижения вывалообразования и зольности угля в очистных забоях необходимо применять механизированные комплексы нового технического уровня и обосновывать рациональные параметры технологии выемки угольных пластов. Механизированные крепи должны обеспечивать такое удельное рабочее сопротивление крепи, чтобы предотвращать вывалы большого объёма. При этом не допускать больших площадей обнажений кровли и обеспечивать минимальное отставание крепи от забоя.

На шахтах Донбасса для выемки тонких пологих угольных пластов применяются различные механизированные комплексы типа КД 80, 1МКД90, 1КМК97М, 1КМ103, КМ103, КМ137, 1КМС97М с различной комплектацией очистных комбайнов и скребковых конвейеров. Используемые комбайны в составе механизированных комплексов КА80, К103М, 1К101У, 1К101УД имеют ряд недостатков.

Комбайны КА80 применяются для выемки угля с высокой сопротивляемостью резанию в сложных горно-геологических условиях. Из-за недостаточной надёжности вертикальных раздвижных исполнительных органов с цепным приводом распространение их ограничено.

Комбайны К103М вследствие малой энерговооружённости привода резания (2×90 кВт) и недостаточной надёжности электродвигателей специальной конструкции и привода исполнительных органов обладают значительной аварийностью. Область их применения ограничена пластами с низкой сопротивляемостью резанию.

Комбайн 1К101У имеет ряд недостатков: низкая энерговооруженность (110 кВт) привода резания и подачи; наличие механизма подачи с открытой цепью; необходимость предварительной подготовки ниш вручную больших размеров (до 7 м); высота (740 мм) корпуса при значительной (6700 мм) его длине не даёт возможности эксплуатировать комбайн без «присечки» пород кровли или почвы на пластах мощностью менее 0,95 м при неспокойной гипсометрии. Основные недостатки комбайна 1К101У – недостаточная надёжность и значительная высота корпуса в зоне крепи [6].

Поэтому для эффективной отработки тонких пластов необходимо применение современных очистных комбайнов, одним из которых является очистной комбайн УКД300, который имеет ряд преимуществ. В Украине широкое применение для тонких пластов получили механизированные крепи 1КД80 и 2КД90, также начинает широко применяться современная двухстоечная щитовая крепь ДМ, которая может работать в сложных горно-геологических условиях.

Немецкие специалисты в 70-е годы определили, что к шахтным условиям приспособлены именно поддерживающе-оградительные крепи щитового типа, которые в среднем имеют в 4-7 раз больший ресурс работы, чем рамные, и, несмотря на существенно более

высокую стоимость, экономически более выгоднее. Срок службы рамных крепей в Германии был очень коротким, и уже к концу 70-х годов все КМЗ оснащены щитовыми крепями, что обеспечило снижение суммарных затрат на единицу продукции в 2,6 раза по сравнению с рамными [7].

Механизированные двухстоечные щитовые крепи обладают рядом достоинств: расширение рабочего диапазона мощностей пласта (за счет увеличения коэффициента раздвижности), повышение скорости крепления, удобства и безопасности работы персонала (за счет наличия двойного прохода между конвейером и стойками), улучшение условий проветривания и поддержания непосредственной кровли. Высокая надежность и ресурс мехкрепей обеспечиваются конструктивными параметрами секций крепи и применением высопрочных материалов [8].

Созданные за последние годы двухстоечные мехкрепи позволяют обеспечить эффективную отработку пологих пластов со сложными горно-геологическими условиями залегания в диапазоне от 0,85 до 4,1м. Повышение в 2,5-3 раза ресурса и надежности этих крепей, снижение в 3 раза трудоемкости технического обслуживания по сравнению с традиционно применяемыми на шахтах Украины крепями, позволило существенно увеличить коэффициент машинного времени и повысить безопасность условий труда рабочих очистного забоя [8].

Повышенное вывалообразование наблюдается, когда непосредственная кровля представлена легкообрушаемыми породами и их малой мощностью.

Выводы. Исходя из выполненного анализа, следует, что повышение качества добываемого угля зависит от рационального сочетания силовых параметров крепи и конструктивных особенностей кинематической увязки системы «угольный комбайн-забойный конвейер-механизированная крепь». Рациональные параметры этой системы по отношению к напряженно-деформированному состоянию горного массива позволит избежать вывалообразования пород в рабочие пространство очистного забоя и повысит качество добываемого угля.

Список литературы

1. Грядущий Ю. Б. Геомеханические основы управления вывалоопасными кровлями в очистных забоях. – К.: Техніка, 1998. – 100 с.

2. Кравченко В. И. Безопасность при управлении горным давлением в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1975.

3. Клорикьян С.Х. Уменьшение зольности и улучшение сортности угля, добываемого очистными комплексами. – М.: Недра, 1990. – 184 с.

4. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987. – 566 с.

5. Показатели качества углей, добытых на шахтах Украины /Долгий В.Я., Кривченко А.А., Шамало М.Д., Долгая В.А. // Уголь Украины. – 1999. – №8.– С. 18-22.

6. Стадник Н.И., Бойко Г.Г., Рябченко А.С. Очистные комбайны УКД200 и УКД300 для эффективной отработки тонких пластов // Уголь Украины. – 2003. – №9.– С.19-23.

7. Лысенко А.Н., Очиченко В.А. Эффективное использование механизированных комплексов// Уголь Украины. –2000. – №5. – С.23-25.

8. Косарев В.В. Опыт внедрения и перспективы создания современного очистного и проходческого оборудования в Украине. // Матер. міжнар. конф. «Форум гірників». – 2005. –Том 3. –Д.: НГУ. – С.15-24.

УДК 622.272.62

© Л.В. Новикова,
Л.И. Заславская,
А.В. Яворский

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ДВУХСЛОЙНОГО ПОДРАБАТЫВАЕМОГО МАССИВА

Наведено результати розв'язання диференціального рівняння по типу рівняння теплопровідності, що описує процес зрушення при підробці двошарового масиву «наноси-карбон». Досліджено увесь період розробки – з початку до повної підробки. Встановлено зв'язок між осіданнями та напруженнями. Визначені переміщення і деформації земної поверхні. Зроблено аналіз напружено-деформованого стану порід навколо очисної виробки. Для умов шахт Західного Донбасу встановлено крок обвалення безпосередньої та основної покрівлі.

Приведены результаты решения дифференциального уравнения типа уравнения теплопроводности, описывающего процесс сдвижения при подработке двухслойного массива «наносы-карбон». Исследован весь период разработки – от начала до полной подработки. Установлена связь между оседаниями и напряжениями. Определены перемещения и деформации земной поверхности. Проанализировано напряженно-деформируемое состояние пород в окрестности очистной выработки. Для условий шахт Западного Донбасса установлены шаг обрушения непосредственной и основной кровли.

Results of the decision of the differential equation of type of the equation of the heat conductivity describing process strata movement at undermining of a two-layer file «deposits-carbon» are resulted. All period of development – from the beginning up to full undermining is investigated. Communication between sages and pressure is established. Movings and deformations of a terrestrial surface are certain. The is intense-deformable condition of breeds in a vicinity of clearing development is analysed. For conditions of mines of the Western Donbass are established a step failure a direct and basic roof.

Введение. Для проектирования систем разработки угольных пластов под охраняемыми объектами необходимо знать перемещения и деформации земной поверхности и всей толщи пород. Сдвижения земной поверхности в большинстве случаев определяют с помощью эмпирических формул, основанных на маркшейдерских измерениях [1-4]. Эти формулы имеют ограниченную сферу применения, т.к. привязаны к конкретным горно-геологическим условиям.

Более общие результаты получаются путем аналитических решений задач геомеханики. К этому направлению относятся работы С.Г. Авершина [5], В. Будрыка [6], Е. Литвинишина [7], Г. Кратча [8], Р.А. Муллера [9] и др.

Используя различные подходы, авторы этих работ приходят к одному и тому же разрешающему дифференциальному уравнению, совпадающему по форме с уравнением теплопроводности, которое в случае плоской деформации однородного массива при условии пренебрежения влиянием объемных сил имеет вид:

$$\frac{\partial \eta}{\partial y} = K(y)\frac{\partial^2 \eta}{\partial x^2}, \qquad (1)$$

где $\eta = \eta(x, y)$ – вертикальные смещения; $K(y)$ – функция, характеризующая жесткость породы.

Определив функцию $\eta(x, y)$ из дифференциального уравнения (1), по известным соотношениям можно определить горизонтальные смещения $\xi(x, y)$, углы наклона $i(x, y)$ и кривизны $k(x, y)$ кривых оседаний на земной поверхности и в массиве.

Постановка задачи. В работе Р.А. Муллера [10] дифференциальное уравнение (1) решено методом Фурье при граничных условиях

$$\eta(x,y)\big|_{y=0} = f(x) = \begin{cases} 0 \quad при \quad -\infty < x < D, \quad D < x < \infty \\ -\eta_0 = -m \quad при \quad -D < x < D \end{cases}, \tag{2}$$

где D – размер выработанного пространства при полной подработке; $\eta_0 = m$ – максимальный прогиб кровли пласта при полной подработке; m – мощность разрабатываемого пласта.

В результате получены аналитические выражения для вертикальных и горизонтальных смещений и деформаций, углов наклона и кривизн кривых оседаний в массиве и в мульде на земной поверхности при полной подработке.

В работе [11] дифференциальное уравнение (1) решается тем же методом, но для двухслойной среды «наносы-карбон». Через полученную функцию оседания $\eta(x, y)$ авторы выражают все составляющие тензора напряжений. Исходное дифференциальное уравнение (1) решалось при граничных (начальных) условиях вида

$$f(x)\big|_{y=0} = \begin{cases} 0, \quad x < 0, \quad x > v\tau + l, \\ -\eta_0 = -m, \quad 0 < x < v\tau, \\ -\dfrac{\eta_0}{l}(l + v\tau - x), \quad v\tau < x < v\tau + l, \end{cases} \tag{3}$$

где v – скорость перемещения очистного забоя; τ – время; l – шаг обрушения непосредственной кровли.

Эти условия относятся к схеме излома основной кровли, которая может иметь место при достаточно большом расстоянии $L = v\tau$ забоя от разрезной печи (рис. 1).

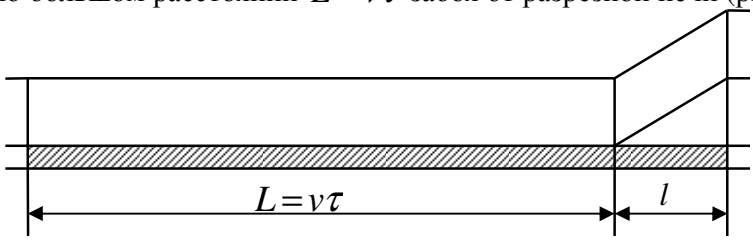


Рис. 1. Схема излома основной кровли

При дальнейшем отходе лавы от разрезной печи условие у выработки принципиально не меняется, увеличивается лишь участок полной посадки кровли. По сути, рассматривается состояние, близкое к полной подработке, когда процесс сдвижения находится в стадии завершения.

Однако для расчета рациональных параметров выемки угольного пласта необходимо проследить за изменением состояния пород вокруг очистной выработки на начальном этапе разработки, чтобы установить зависимость функции оседания $\eta(x, y)$ от наиболее

существенно влияющих факторов и определить шаг обрушения непосредственной и основной кровли расчетом.

Выполненные исследования показали, что определяющими факторами в процессе сдвижения в окрестности очистной выработки являются размер выработанного пространства $L = v\tau$ и соотношение скоростей опускания кровли в лаве и перемещения очистного забоя.

Цель исследований. Вышесказанное предопределило постановку задач исследований:

– на основе дифференциального уравнения (1) получить аналитическое решение задачи геомеханики для двухслойного подрабатываемого массива, охватывающее весь период – от начала разработки до полной подработки;

– определить перемещения и деформации земной поверхности;

– проанализировать напряженно-деформированное состояние пород в окрестности очистной выработки и определить шаг обрушения непосредственной и основной кровли.

Описание алгоритма. Общее решение дифференциального уравнения (1), полученное методом Фурье [10] имеет следующий вид:

$$\eta(x, y) = \frac{1}{2\sqrt{\pi\varphi(y)}} \int_{-\infty}^{\infty} f(\xi) exp\left[-\frac{(\xi - x)^2}{4\varphi(y)} \right] d\xi, \qquad (4)$$

где $\varphi(y) = \int K(y) dy$.

В случае двухслойной среды, жесткость которой изменяется по кусочно-линейному закону [12]

$$K(y) = \begin{cases} c_1^2 y, & y < y_1, \\ c_2^2 y + \left(c_1^2 - c_2^2\right) y_1, & y > y_1, \end{cases}$$

где $y_1 = H - h$;

H – глубина разработки;

h – мощность слоя наносов.

Соответственно функция $\varphi(y)$, входящая в (4), определяется следующим образом:

$$\varphi(y) = \int_0^y c_1^2 y\, dy = \frac{c_1^2 y^2}{2} \text{ для } y < y_1;$$

$$\varphi(y) = \int_0^{y_1} c_1^2 y\, dy + \int_{y_1}^{y} \left[c_2^2 y + \left(c_1^2 - c_2^2\right) y_1 \right] dy = \frac{c_2^2 y^2}{2} + \frac{c_1^2 - c_2^2}{2} y_1 (2y - y_1) \qquad (5)$$

для $y > y_1$.

Входящие в выражения (5) коэффициенты c_1^2 и c_2^2 определяются путем численного решения соответствующей плоской задачи геомеханики методом граничных элементов [13].

Для определения частного решения дифференциального уравнения (1) воспользуемся граничными (они же начальные) условиями вида

$$\eta(x,y)\big|_{y=0} = f(\xi) = \begin{cases} 0 \quad , \quad \xi < 0, \quad \xi > L \\ -\eta_0(1-exp(-aL)), \quad 0 < \xi < L \end{cases}. \tag{6}$$

Параметр a в начальном условии (6) определяется по данным шахтных наблюдений, которые проводились при выемке пласта C_6 117-й лавой шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь».

Скорость перемещения очистного забоя в период с мая 2002 года по ноябрь 2002 года изменялась от 30 до 60 м/мес, а измеренные фоновые значения скорости опускания кровли в среднем сечении лавы находились в интервале 0,02…0,06 мм/мин.

При этом в случае, когда скорость опускания кровли v = 0,03 м/мес, параметр a = 0,02, а при v = 0,03 мм/мин и V = 60 м/мес a = 0,04 [14].

Частное решение дифференциального уравнения (1), отвечающее граничным условиям (6), получается из общего решения (4) и имеет вид

$$\eta(x,y) = -\frac{\eta_0}{2\sqrt{\pi\varphi(y)}} \int_0^L (1-exp(-aL))exp\left(-\frac{(\xi-x)^2}{4\varphi(y)}\right)d\xi = \left\{\frac{\xi-x}{2\sqrt{\varphi(y)}} = z\right\}$$

$$= -\frac{\eta_0}{2\sqrt{\pi\varphi(y)}} 2\sqrt{\varphi(y)} \int_{-\frac{x}{2\sqrt{\varphi(y)}}}^{\frac{L-x}{2\sqrt{\varphi(y)}}} e^{-z^2} dz = -\frac{\eta_0}{2}\left(1-e^{-aL}\right)\frac{2}{\sqrt{\pi}}\left[\Phi\left(\frac{L-x}{2\sqrt{\varphi(y)}}\right) + \Phi\left(\frac{x}{2\sqrt{\varphi(y)}}\right)\right],$$

где

$$\Phi(z) = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \int_0^z e^{-t^2} dt. \tag{8}$$

Дифференцируя найденную функцию прогибов (7) по x, получим аналитическое выражение для наклонов кривых оседаний при подработке в виде

$$i(x,y) = \frac{\partial\eta}{\partial x} = -\frac{\eta_0(1-\exp(-aL))}{2\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[\exp\left(-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right) - \exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right]. \tag{9}$$

Соответственно аналитическое выражение для кривизны кривых оседаний имеет вид

$$k(x,y) = \frac{\partial^2\eta}{\partial x^2} = \frac{\eta_0(1-\exp(-aL))}{4\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[(L-x)\exp\left(-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right) + x\exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right]. \tag{10}$$

Горизонтальные смещения через функцию (7) выражаются следующим образом:

$$\xi(x,y) = -K(y)\frac{\partial\eta}{\partial x} = -\frac{K(y)(1-\exp(-aL))}{2\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[\exp\left(-\frac{(-L-x)^2}{4\varphi(y)}\right) - \exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right]. \tag{11}$$

Дифференцируя функцию оседания (7) по времени τ, с учетом того, что $L = v\tau$, получим выражение для скорости оседания

$$U(x,y) = \frac{d\eta}{d\tau} = -\frac{\eta_0 V}{2} \cdot \left\{ \begin{array}{l} a\exp(-aL)\dfrac{2}{\sqrt{\pi}}\left[\Phi\left(\dfrac{L-x}{2\varphi(y)}\right) + \Phi\left(\dfrac{x}{\sqrt{2\varphi(y)}}\right)\right] + \\ + \dfrac{1}{\sqrt{\pi\varphi(y)}}(1-\exp(-aL))e^{-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}} \end{array} \right\}. \qquad (12)$$

Формулы для напряжений, выраженных через функцию $\eta(x,y)$, с учетом объемных сил (веса пород), как было показано в [11], имеют вид

$$\sigma_x = -\frac{E\cdot K(y)}{1+\nu}\cdot\frac{\partial^2\eta}{\partial x^2} - \lambda\gamma(H-y);$$

$$\sigma_y = \frac{E\cdot K(y)}{1+\nu}\cdot\frac{\partial^2\eta}{\partial x^2} - \gamma(H-y);$$

$$\tau_{xy} = \frac{E}{2(1+\nu)}\left[\left(1-c_1^2\right)\frac{\partial\eta}{\partial x} - K(y)\frac{\partial^2\eta}{\partial x\partial y}\right] + \frac{1-2\nu}{2(1-\nu)}\gamma(H-y). \qquad (13)$$

Для получения окончательных формул нужно в выражения (13) подставить производные $\frac{\partial\eta}{\partial x}, \frac{\partial^2\eta}{\partial x^2}$ и $\frac{\partial^2\eta}{\partial x\partial y}$. Первые две из них представляют собой аналитические выражения для наклонов (9) и кривизны (10) кривых оседаний, а вторая смешанная производная от функции $\eta(x,y)$ имеет вид

$$\frac{\partial^2\eta}{\partial x\partial y} = \frac{\eta_0(1-exp(-aL))\varphi'(y)}{8\varphi^2(y)\sqrt{\pi\varphi(y)}}\cdot\left\{ \begin{array}{l} \left[(L-x)^2 - 2\varphi(y)\right]exp\left(-\dfrac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right) - \\ -\left(x^2 - 2\varphi(y)\right)exp\left(-\dfrac{x^2}{4\varphi(y)}\right) \end{array} \right\}.$$

После подстановки производных в формулы (13) аналитические выражения для напряжений примут вид

$$\sigma_x = -\frac{E\cdot K(y)\eta_0(1-exp(-aL))}{4(1+\nu)\varphi(y)\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[(L-x)exp\left(-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right) + x\,exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right] -$$
$$-\lambda\gamma(H-y);$$

$$\sigma_y = \frac{E \cdot K(y)\eta_0(1-exp(-aL))}{4(1+\nu)\varphi(y)\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[(L-x)exp\left(-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right)+x\,exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right]-$$
$$-\gamma(H-y);$$

$$\tau_{xy} = \frac{E}{2(1+\nu)}\left\{\frac{\left(1-c_1^2\right)\eta_0(1-exp(-aL))}{2\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[exp\left(-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right)-exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right]-\right.$$
$$-\frac{K(y)\eta_0(1-exp(-aL))\varphi'(y)}{8\varphi^2(y)\sqrt{\pi\varphi(y)}}\left[\left((L-x)^2-2\varphi(y)exp\left(-\frac{(L-x)^2}{4\varphi(y)}\right)-\right.\right.$$
$$\left.\left.\left.-\left(x^2-2\varphi(y)\right)exp\left(-\frac{x^2}{4\varphi(y)}\right)\right]\right\}+\frac{1-2\nu}{2(1-\nu)}\gamma(H-y). \qquad (14)$$

Зоны предельного напряженного состояния (области потенциального разрушения) определяются по критерию П.П. Баландина [15], в соответствии с которым условие прочности записывается в виде

$$\sigma_{экв} = \frac{(1-\psi)(\sigma_x+\sigma_y)}{2}+\sqrt{(1-\psi)^2(\sigma_x+\sigma_y)^2+\psi\left[(\sigma_x+\sigma_y)^2+3(\sigma_x+\sigma_y)^2+12{\tau_{xy}}^2\right]} \le [\sigma]. \qquad (15)$$

$[\sigma]=\sigma_c$ в зонах сжатия;

$[\sigma]=\sigma_p$ в зонах растяжения;

$\psi=\frac{\sigma_p}{\sigma_c}$; σ_p и σ_c – пределы прочности породы при растяжении и сжатии.

Примеры расчетов. Конкретные расчеты по полученным зависимостям выполнены для горно-геологических условий Западного Донбасса.

Средневзвешенные значения физико-механических характеристик угля, слоя наносов и пород карбона для этих условий приведены в табл. 1.

Таблица 1

Свойства пород и угля

Порода	Физико-механические характеристики			
	σ_c, МПа	γ, т/м^3	$E\cdot10^{-3}$, МПа	ν
алевролит, аргиллит, песчаник	30	2,65	2,9	0,3
наносы (суглинки, пески)	1,5…3,0	1,8	0,011…0180	0,25
уголь	35	1,47	3,5	0,4

Непосредственная кровля имеет мощность 4…5 м и сложена алевролитами и аргиллитами, для которых σ_c = 20…25 МПа.

В основной кровле мощностью до 20 м залегают аргиллиты, алевролиты и песчаники. Средневзвешенное значение σ_c пород основной кровли составляет 30 МПа.

На рис. 2 показаны значения максимальных оседаний в мульде на земной поверхности, рассчитанные по формуле (7), в зависимости от отношений мощностей наносов и карбона при различных значениях глубины разработки в состоянии, близком к полной подработке.

В этом случае множитель $(1-\exp(-aL))$ в выражении (7) близок к единице и скорость подвигания забоя не играет большой роли, а сказывается лишь на длительности процесса сдвижений.

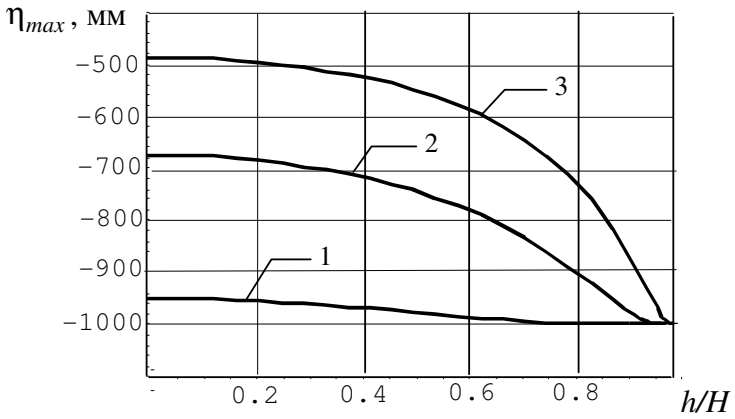


Рис. 2. Максимальные оседания в мульде на земной поверхности в зависимости от параметра h/H : 1 – H = 200 м; 2 – H = 400 м; 3 – H = 600 м

Как и следовало ожидать, η_{max} с увеличением глубины разработки уменьшается и чем больше мощность наносов *h*, тем при данной глубине *H* больше значение η_{max}.

Графики горизонтальных смещений, построенные в соответствии с зависимостью (11) для различных значений $L = v\tau$ в случае *H* = 400 м и *h* = 140 м, изображены на рис.3.

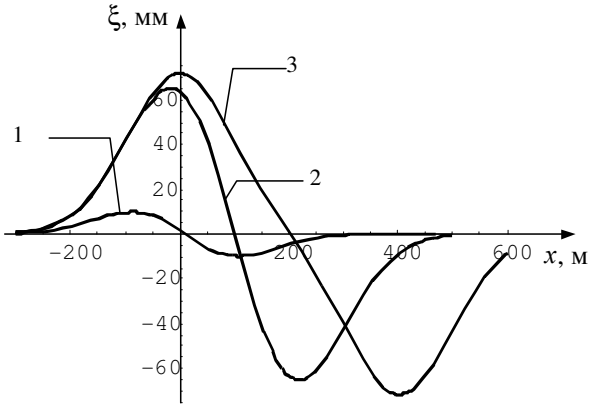


Рис. 3. Горизонтальные смещения в мульде на земной поверхности в зависимости от координаты x : 1 – L = 20 м; 2 – L = 200 м; 3 – L = 400 м

Из рис.3 следует, что при неизменной качественной картине существенно разнятся величины смещений и координаты точек земной поверхности, в которых ξ равно нулю.

О количественных изменениях скорости оседания точек земной поверхности при изменении скорости перемещения очистного забоя можно судить по кривым, построенным по зависимости (12) и показанным на рис. 4. Видно, что скорость оседания возрастает с увеличением скорости подвигания забоя.

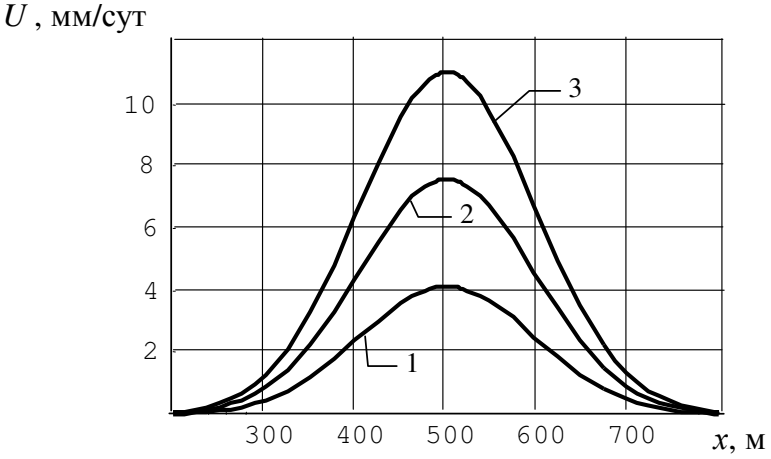


Рис. 4. Скорость оседания точек земной поверхности при различных значениях скорости перемещения забоя: 1 – $v = 30$ м/мес; 2 – $v = 55$ м/мес; 3 – $v = 80$ м/мес

Кривые на рис. 5 представляют собой графики скоростей оседания точек земной поверхности при различных значениях мощности слоя наносов h. Из рис. 5 следует, что этот параметр сказывается практически только на величине максимума скорости оседания.

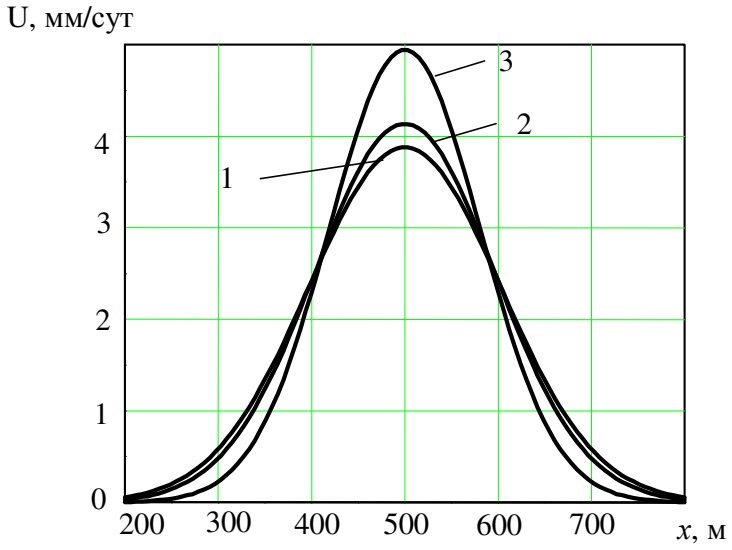


Рис. 5 Скорость оседания точек земной поверхности при различных значениях мощности наносов: 1 – $h = 0$ м; 2 – $h = 140$ м; 3 – $h = 250$ м

Эпюры $\sigma_{экв.}$ вдоль вертикальной оси OY в сечении над очистным забоем при H = 400 м и различном удалении лавы от разрезной печи показаны на рис. 6 и 7.

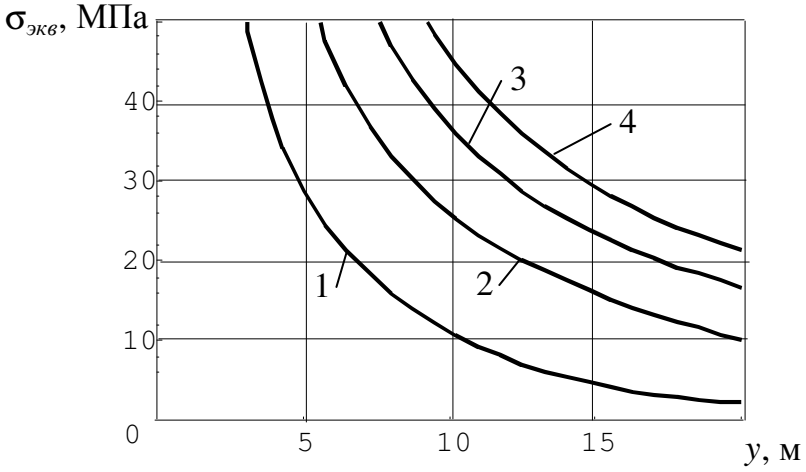


Рис. 6. Эпюры напряжений $\sigma_{экв.}$ над очистным забоем при v = 30 м/мес и различных значениях L: 1 – L = 5 м; 2 – L = 10 м; 3 – L = 15 м; 4 – L = 20 м

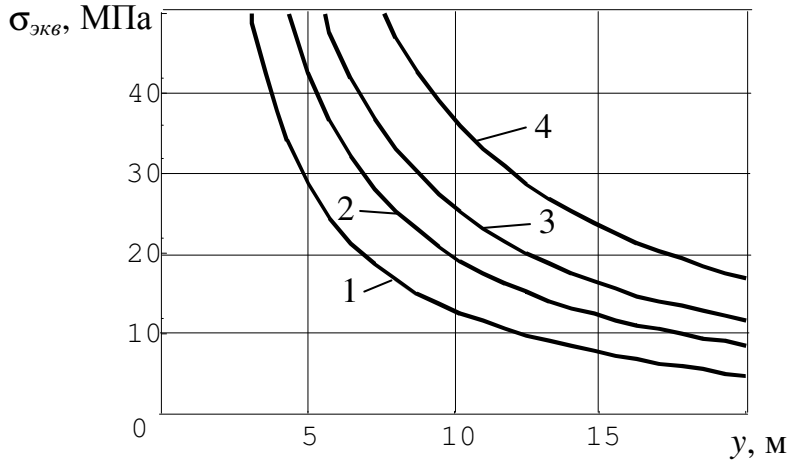


Рис. 7. Эпюры напряжений $\sigma_{экв.}$над очистным забоем при v = 60 м/мес и различных значениях L: 1 – L = 10 м; 2 – L = 15 м; 3 – L = 20 м; 4 – L = 30 м

Кривые на рис. 6 получены для значения скорости подвигания очистного забоя v = 30 м/мес, а на рис. 6 – для v = 60 м/мес.

Судя по рис. 6, непосредственная кровля находится в предельном состоянии, когда L = 5 м. Следовательно, при скорости перемещения забоя v = 30 м/мес шаг обрушения непосредственной кровли равен 5 м.

Основная кровля при такой скорости перемещения забоя испытывает предельное напряженное состояние, когда L достигнет значения 15…20 м. Значит, основная кровля при v =30 м/мес обрушается с шагом 15…20 м.

Кривые на рис. 7 свидетельствуют о том, что при скорости подвигания забоя v = 60 м/мес шаг обрушения непосредственной кровли составляет 10 м, а основной 30 м.

Выводы

– Методом Фурье решено дифференциальное уравнение типа уравнения теплопроводности, описывающее процесс сдвижений в двухслойном массиве «наносы-карбон» при выемке угольного пласта.

При решении использована гипотеза плоской деформации и модель упругой малосвязной среды, жесткость которой изменяется по кусочно-линейному закону.

В начальных условиях учитывается изменение оседания по экспоненциальному закону в зависимости от размера выработанного пространства и соотношения скоростей оседания кровли в лаве и перемещения очистного забоя.

– Установлена связь между оседанием и напряжениями, приведены аналитические выражения для перемещений, деформаций и напряжений в толще пород и на земной поверхности.

– Конкретные расчеты выполнены для горно-геологических условий шахт Западного Донбасса. В результате для этих условий определены смещения и деформации земной поверхности, необходимые для разработки мероприятий по защите охраняемых объектов.

Установлен шаг обрушения непосредственной и основной кровли, знание которых необходимо для определения рациональных параметров систем разработки.

Список литературы

1. Авершин С.Г. Сдвижение горных пород при подземных разработках. – М.: Углетехиздат, 1947. – 245 с.

2. Казаковский Д.А. Сдвижение земной поверхности под влиянием горных разработок.– М.: Углетехиздат, 1953. – 310 с.

3. Расчет максимальных сдвижений и деформаций земной поверхности под влиянием горных разработок в Западном Донбассе /Лисица И.Г., Петрук Е.Г., Чумаков Н.И., Ларченко В.Г., Воронкин А.И. // Изв. вузов. Горный журнал. – 1973. – №10. – С. 113-115.

4. Графоаналитическое описание максимальных оседаний при формировании мульды сдвижения /Бака Н.Т., Назаренко В.А., Кучин А.С., Кашина Н.С. // Науковий вісник НГУ. – 2006. – №9. – С. 3-6.

5. Авершин С.Г. Горные работы под сооружениями и водоемами. – М.: Углетехиздат, 1954. – 324 с.

6. Будрык В. Определение горизонтальных деформаций земной поверхности // Вопросы расчета сдвижений земной поверхности под влиянием горных работ. – М.: Углетехиздат, 1956. – С. 55-64.

7. Литвинишин Е. Дифференциальное уравнение сдвижения горных пород //Вопросы расчета сдвижений земной поверхности под влиянием горных работ. – М.: Углетехиздат, 1956. – С. 9-20.

8. Кратч Г. Сдвижение горных пород и защита подрабатываемых сооружений. – М.: Недра, 1978. – 494 с.

9. Муллер Р.А. О некоторых дифференциальных и интегральных свойствах кривых оседаний и горизонтальных сдвижений мульды сдвижения //Сдвижение земной поверхности и устойчивость откосов // Сб. тр. – Л.: ВНИМИ, 1980. – С. 20 – 23.

10. Муллер Р.А. Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. – М.: Углетехиздат, 1958. – 75 с.

11. Новикова Л.В., Заславская Л.И., Яворский А.В. Анализ напряженного состояния подрабатываемого массива и определение нагрузки, действующей на механизированную крепь // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2007. – №3/5(27). – С. 38-44.

12. Новикова Л.В., Заславская Л.И., Яворский А.В. Определение деформаций земной поверхности на основе модели двухслойной среды /Матер. міжнар. конф. «Форум гірників-2006».– Дніпропетровськ: Нац. гірнич. ун-т, 2006. – С. 106-112.

13. Новикова Л.В., Заславская Л.И., Яворский А.В. Оценка жесткости вмещающих пород слоистого массива // Науковий вісник НГУ. – 2006. – №9. – С. 7-8.

14. Исследование влияния параметров напряженно-деформированного состояния горного массива на ведение очистных и подготовительных работ в условиях шахты «Степная» ГХК «Павлоградуголь»: Отчет о НИР /Национальный горный университет/НГУ/; Руководитель А.Г. Кошка; – №ГР 0102U004377.– Днепропетровск, 2003.– 130 с.

15. Писаренко Г.С., Яковлев А.П., Матвеев В.В. Справочник по сопротивлению материалов. – Киев: Наукова думка, 1988.– 736 с.

УДК 622.272+541.1

© А.А. Гайдай,
В.И. Мальченко

К ВОПРОСУ ОКУСКОВАНИЯ КАМЕННОУГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ, БУРОГО УГЛЯ И ТОРФА

У статті розглядається нова технологія огрудкування кам'яновугільних шламів і штибів. Наведено обладнання, реалізуюче нову технологію огрудкування.

В статье рассматривается новая технология окускования каменноугольных шламов и штыбов. Представлено оборудование, реализующее новую технологию окускования.

In article the new technology preforming coal cleaning rejects is considered. The equipment realizing new technology preforming is presented.

Топливно-энергетический комплекс Украины нуждается в поиске новых нетривиальных путей снижения дефицита углей. Одним из таких путей может быть вовлечение в сырьевую базу твердых топлив такого ресурса как забалансовые отходы углеобогащения, накопленные в большом количестве за последние несколько десятилетий в шламовых отстойниках и илонакопителях углеобогатительных фабрик и коксохимических заводов.

На углеобогатительных фабриках Украины к настоящему времени расположено 196 шламовых отстойников и илонакопителей, в которых заскладировано около 120 млн. тонн шламовых продуктов, в том числе 51 млн. тонн забалансовых шламов зольностью 45-60%. Но их переработка по традиционным технологиям окускования весьма затруднительна, так как они требуют высоких энергозарат.

Следующей, не менее острой, проблемой топливно-энергетического комплекса Украины является проблема переработки и использования бурых углей, что обусловлено целым рядом причин, а именно:

– после добычи бурые угли подвергаются деструкции с превращением в легкоразрушаемую массу, что не позволяет их транспортировать на большие расстояния;

– высокая энергоемкость производства буроугольных брикетов и резкие колебания цен на мировом рынке энергоресурсов обусловили повышение их реализационной стоимости, превышающей иногда стоимость высококалорийных каменных углей;

– значительное отдаление брикетных производств от потребителей, что приводит к возрастанию расходов по транспортированию, в то время как, например, в Германии те-

пловые электростанции, потребляющие буроугольные брикеты расположены на расстоянии 5-10 км от места их производства.

Одним из возможных направлений комплексной переработки и использования ресурсов забалансового каменноугольного топлива является его окускование.

Окускование – это превращение мелкозернистых полезных ископаемых в кусковой продукт за счет механических и (или) термических воздействий с применением специальных добавок или без них. Одной из разновидностей окускования является брикетирование – физико-химический процесс переработки полезных ископаемых, позволяющий получить механически и термически прочный сортовой продукт – брикет, имеющий определенную геометрическую форму, размеры и массу. Утилизация тонкозернистых полезных ископаемых, возможность получения из них высококачественной продукции для бытового и промышленного потребления – главное назначение брикетирования [1].

Существуют ещё два способа окускования – агломерация и окатывание, которые от брикетирования отличаются дороговизной и сложностью процесса. Подтверждением являются сравнительные данные (в процентах) трёх способов окускования (табл.).

Таблица

Сравнительные данные способов окускования (в процентах) [1]

Способ / Сравнительные характеристики	Брикетирование	Агломерация	Окатывание с обжигом
Себестоимость	100	120-170	110-150
Затраты на 1 т переработки сырья	100	130-160	90-140
Удельные капитальные затраты	100	110-200	120-180

Традиционные технологии брикетирования с помощью валковых, кольцевых и штемпельных прессов являются дорогостоящими и энергоёмкими. Для осуществления процесса традиционного брикетирования необходимо создание давления в 15-50 МПа при использовании связующих веществ и 80-120 МПа (150-200 МПа на кольцевых прессах) без связующих, а также температура в пределах 70-100˚С [1].

Твердость угля существенно влияет на процесс окускования. Хорошо поддаются ему сравнительно мягкие молодые бурые угли влажностью 50-58%, хуже – полутвердые и твердые с влажностью соответственно 40-45 и 30-35%.

К буроугольным и угольным брикетам предъявляется ряд требований: они должны быть влаго- и термостойкими (что характеризует их способность не разрушаться до полного сгорания), иметь определенную форму, массу, размер и гладкую глянцевую поверхность, свидетельствующую об оптимальной влажности высушенного продукта и условиях его прессования, обладать повышенной механической прочностью, термо- и влагоустойчивостью (для коксования и полукоксования).

Брикеты, изготовленные со связующим веществом, не должны слипаться в течение 3 ч при хранении их в термостате (температура 65°С) под давлением, соответствующим давлению на нижние их слои в железнодорожных вагонах. В товарных брикетах, отправляемых потребителю, мелочь размером 0-25 мм не должна превышать 10%.

Исходный уголь влажностью 55-56% после грохочения и дробления до 6 мм поступает в сушилку, где влажность снижается до 18-20%. Для бурого угля применяют барабанные паровые и газовые трубы-сушилки, в качестве теплоносителя в первых исполь-

зуют перегретый пар, во вторых – топочные газы.

Угольную мелочь перед прессованием охлаждают до 40-50°С и брикетируют под давлением 80-120 МПа.

Для брикетирования бурых углей в промышленности используют штемпельные прессы (машины периодического действия с открытым матричным каналом). Образование каждого брикета происходит за одно полное возвратно-поступательное движение штемпеля. Упором для вновь образуемого служит ударная поверхность предыдущего. Этот процесс складывается из нескольких последовательно протекающих этапов: загрузки формовочного канала сухим материалом, сжатия его в брикет, проталкивания брикетной ленты и возвращения штемпеля в первоначальное положение. Продукт, выталкиваемый из матричного канала, имеет температуру 70-80°С. Во избежание самовозгорания брикеты охлаждают на лотках и сетчатых конвейерах, а затем отгружают потребителям или на склад.

Технология брикетирования углей со связующими веществами применяется для антрацитов и каменных углей, отличающихся по своим физико-механическим свойствам (плотная структура, повышенная упругость и низкая пластичность) от бурых, поэтому при их окусковании используют связующие вещества – нефтяные битумы. Это – сложные коллоидные системы, состоящие из различных углеводородов, а также некоторого количества кислородных, сернистых и азотистых соединений, которые становятся текучими при температуре 27-77°С.

Технология окускования антрацитового штыба (0-6 мм) с применением в качестве связующего нефтебитума марки БН-IV включает ряд операций: высушивание до влажности 3-4% и его подогрев в барабанных газовых сушилках, перемешивание в винтовых и паровых смесителях. Здесь за счет тепла, вводимого паром, связующее становится еще более текучим и покрывает поверхности подогретых угольных частиц. На выходе из парового смесителя шихта имеет температуру 95-98°С. Для сокращения времени затвердения связующего в брикете и повышения его начальной прочности шихту охлаждают. Она становится вязкой, пластичной и под давлением легко формуется. Брикетирование осуществляют в вальцовых прессах при удельном давлении 90 МПа. Охлажденные до 40°С брикеты подвергают грохочению для отсева не спрессовавшейся мелочи, боя и отгружают потребителям [2].

Окускование при низких температурах и давлениях без предварительного обогащения с использованием низкозольного бурого угля в качестве связующего и различных добавок, позволит интенсифицировать процесс получения гранулированного топлива.

Обобщенные научные исследования, которые признаны и зарегистрированы как научное открытие №12 [3], явились основой разработки новой технологии адгезионно-химического окускования бурого угля, торфа, угольных шламов и других материалов органического происхождения и отходов или их комбинации. Данная технология разработана специалистами Национального горного университета.

Сущность технологии адгезионно-химического окускования состоит в том, что при перемешивании и перетирании углистых и глинистых частиц растёт электрозаряженность данного материала. Это объясняется повышением удельной поверхности частиц, несущих электрические заряды.

Адгезионно-химическое окускование полезных ископаемых представляет собой сложный физико-химический процесс взаимодействия разобщенных твердых частиц. Структура кусков образуется путем непосредственных контактов частиц между собой или через прослойки связующих и воды за счет прилагаемых усилий шнекового прессования. Вещества, способные соединять разобщенные твердые тела и сохранять их прочный контакт в условиях значительных внешних воздействий, называются адгезивами. Прочность любой многофазной системы, образованной в результате прилипания и склеивания адге-

зива и субстрата, характеризуется адгезией, аутогезией и когезией [1].

Адгезия характеризует молекулярные взаимодействия, возникающие между поверхностями двух разнородных жидких или твердых тел, приведенных в контакт.

Энергетический баланс сил в межфазной зоне описывается уравнением:

$$E_{см} = E_{тв} + E_{ж} + E_{тв-ж},$$

где $E_{см}$ – энергия смачивания;

$E_{тв}$ – энергия поверхности субстрата;

$E_{ж}$ –энергия поверхности адгезива;

$E_{тв-ж}$ – энергия поверхности раздела субстрат- адгезив.

Для практического количественного определения смачиваемости жидкости твердого тела принято пользоваться значениями поверхностного натяжения и краевого угла смачивания. Краевой угол смачивания определяет энергию на поверхности раздела, то есть энергию адгезии.

Академик П.А. Ребиндер показал, что адгезив пересекает поверхность субстрата по некоторой линии, названной им периметром смачивания.

Исходя из этого и условий равновесия краевой угол смачивания определяется

$$\cos\theta = \frac{\sigma_{тв} - \sigma_{тв-ж}}{\sigma_{ж}} + \frac{f}{\sigma_{ж}},$$

где f – коэффициент, учитывающий силу трения о шероховатую поверхность субстрата.

Уменьшение свободной энергии системы, которое характерно при растекании адгезива, выражается коэффициентом растекания *K:*

$$K = \sigma_{тв} - \sigma_{ж} - \sigma_{тв-ж},$$

Коэффициент растекания представляет собой разность энергии адгезии клея к субстрату и энергии когезии самого клея.

Когезия характеризует интенсивность молекулярных взаимодействий в объеме адгезива и служит критерием оценки прочности связующего.

Частным случаем адгезии является аутогезия, представляющая собой самослипание поверхностей одного и того же вещества, препятствующее их разделению по месту контакта. Необходимым условием аутогезионных взаимодействий является самопроизвольное слияние пленок адгезива.

В процессе структурообразования большую роль играет давление прессования. С приложением давления прессования рыхлая брикетная смесь превращается в прочный кусковой продукт. Деформируемость брикетной смеси в период прессования является функцией пластичности [1].

Пластическую деформацию можно описать следующим уравнением

$$\frac{F}{S} - N = \eta \frac{dv}{dh},$$

где F – деформирующая сила *H;*

S – поверхность сдвига, на которую она действует, см^2;

N – предельное напряжение сдвига, Па;

η – вязкость, Па·с;

dv – разность скоростей двух частиц материала, находящегося на расстоянии dh по перпендикуляру к направлению движения;

dv/dh – градиент скорости.

Связующие могут быть органического и неорганического происхождения. Связующие вещества должны удовлетворять следующим требованиям:

– иметь высокую поверхностную активность, максимально смачивать твердую поверхность материала, обеспечивая прочную связь;

– быть устойчивыми к атмосферным осадкам, температуре, действию солнечных лучей, окислению и т. п.;

– не разрушать структуру субстрата в готовом брикете;

– иметь эластические и пластические свойства; обладать высокой прочностью, но не быть жестче склеиваемого материала;

– иметь высокую скорость отвердения;

– не содержать летучих соединений, токсически действующих на организм человека;

– содержать достаточную долю спекающихся компонентов, обеспечивающих термическую стойкость брикетов при горении;

– быть недефицитными и дешевыми;

– отличаться стойкостью при хранении, хорошо транспортироваться.

Реологические свойства связующих зависят от молекулярных взаимодействий, строения и теплового движения макромолекул. Основные реологические константы связующих – пластическая вязкость $\eta_{пл}$ и предельное напряжение сдвига f'. Взаимосвязь этих величин, проявляемая с приложением внешних усилий, выражается формулой

$$F = \eta_{пл} \frac{dv}{dr} + f',$$

где F – сила, необходимая для сообщения поверхности определенной площади градиента скорости dv/dr относительно смежной поверхности [1].

Активность поверхности обусловлена удельной поверхностью, составляющей частицы, которые несут определённые заряды. Экспериментально установлено, что электрокинетический потенциал на поверхности частиц увеличивается в 2-2,5 раза. Установлено, что рост заряженности ведёт к увеличению прочности и улучшению структурообразования полученного топлива. Окускование, как механизм, состоит из следующих процессов: перетирание и уплотнение шламов внутри установки, вызывающее сжатие материала между частицами, затем уплотняются и деформируются сами частицы, при этом, между ними возникает молекулярное сцепление. В результате окускования происходит переход упругих деформаций частиц в пластические, вследствие чего структура получаемых цилиндров – брикетов упрочняется и сохраняется заданная форма.

В лабораторных условиях были испытаны альтернативные способы воздействия на дисперсные частицы материала, повышающие их заряженность и прочность готового продукта. В результате нормированного воздействия специально разработанным физическим раствором на антрацитовый шлам, исходный материал был окускован с различной степенью заряженности, что позволило получить образцы более высокой прочности.

Установленные закономерности взаимодействия угольных шламов с физическими растворами различной степенью кислотности были положены в основу новой технологии окускования.

Созданы промышленные установки, реализующие технологию холодного окускования топлива ХОТ-3 и ХОТ-31 [4]. Установки включают последовательно установленные три ступени. В каждой ступени происходит раздавливание комков слежавшегося каменноугольного шлама, бурого угля и других компонентов шихты, необходимой для производства композиционного топлива, их перемешивание, в том числе и с добавками. Обработанная таким образом шихта в каждой ступени продавливается через фильеры с круглыми отверстиями. От ступени к ступени она приобретает все большую пластичность и однородность.

Готовый продукт имеет вид цилиндрических стержней диаметром 30 мм и длиной 50...200 мм. Куски, даже в сыром виде, обладают достаточной прочностью и не слипаются друг с другом (рис. 1). Сушка осуществляется за счет принудительной вентиляции в течение 1 ч, либо в условиях естественной вентиляции в течение 2..3 суток.

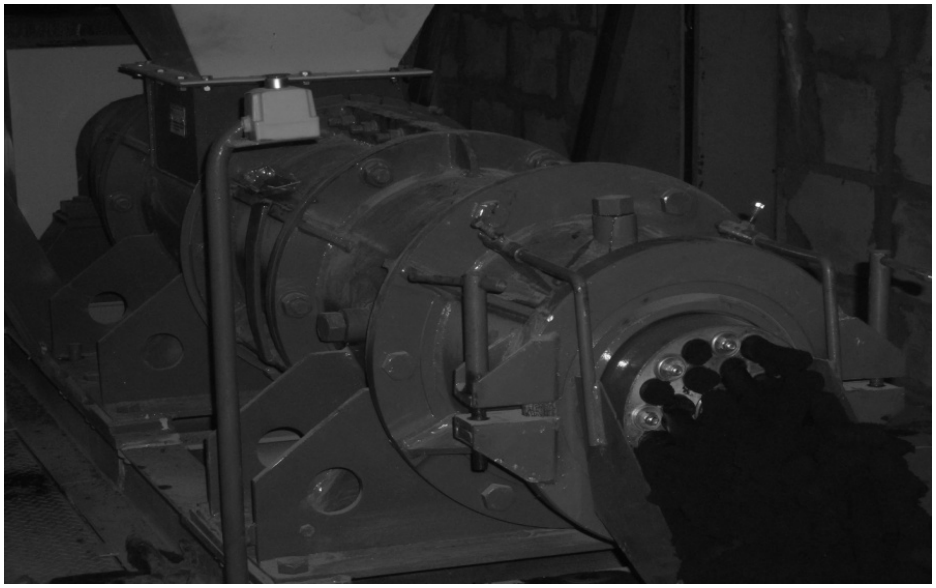


Рис. 1. Готовое окускованное топливо (исходный материал антрацитовый шлам)

Окускованное топливо обладает высокими теплоэнергетическими и физико-механическими свойствами, в частности, достаточной механической прочностью, водо- и термостойкостью. Так готовое топливо, даже при использовании высокозольных каменноугольных шламов, имеет теплотворную способность не менее 2500 ккал/кг, а при окускования низкозольного угля может достигать 4500 ккал/кг, при окускования антрацитовых шламов и штыбов до 6000 ккал/кг.

Слой такого топлива при сжигании имеет хорошую газопроницаемость, что обеспечивает полную степень сгорания даже при относительно высокой зольности.

Брикеты являются высококалорийным и удобным в обращении топливом.

Область применения конечного продукта: сжигание на тепловых электростанциях, сжигание в котельных местного и районного значения, обогревание помещений печами бытового назначения, сжигание в кипящем слое, использование в сушильных печах, отопление поездов на железной дороге, отопление оранжерей и теплиц.

Топливо при переработке отходов с использованием новой технологии обладает достаточной прочностью и теплотворностью в зависимости от физико-механических и физико-химических свойств исходного материала. Эти свойства используются потребите-

лями при транспортировке и сжигании. Для твёрдого топлива эти свойства напрямую зависят от углефикации и степени метаморфизма.

Все виды твёрдых горючих ископаемых объединяют в себе две составляющие: органическое вещество и минеральную компоненту. Для оценки возможностей и необходимых параметров окускования выполняются исследования проб исходного горючего материала, количество результатов которых растёт, в связи с увеличением количества композиций исходного материала. Для выбора режимов и параметров процесса окускования топлива выполняются термический, рентгеноструктурный, технический (определение зольности, влажности, калорийности при сжигании и выхода летучих веществ) и химический анализы, на основании которых прогнозируется прочность топлива, необходимая для транспортировки и хранения.

Увеличение прочности связано с особенностями протекания адсорбционных процессов при взаимодействии твёрдой фазы с дисперсной средой. Прочность при структурообразовании обусловливается процессами взаимного расположения и взаимосвязи между компонентами шихты и достаточно полно может быть охарактеризована адгезией. Последняя зависит от изменения конформации макромолекул структур связующих на границе раздела фаз: от шероховатости, пористости и влажности топлива.

Таким образом, по новой технологии окускования топлива можно сделать следующие выводы:

– разработана эффективная технология окускования угольных шламов и штыбов, не требующая высоких энергозатрат и доступная для широкого внедрения в производство;

– установлено, что увеличение заряженности частиц топлива ведёт к увеличению прочности при его окускование в 2-2,5 раза.

Список литературы

1. Елишевич А.Т. Брикетирование полезных ископаемых. – М.: Недра, 1989. – 300 с.

2. Бедрань Н.Г., Скоробогатова Л.М. Переработка и качество полезных ископаемых. – Киев; Донецк: Вища шк. Головное изд-во, 1984. – 189 с.

3. Научное открытие №12, «Закономерность омоноличивания рыхлых водонасыщенных пород под воздействием электрического тока» / Бондаренко В.И., Пивняк Г.Г., Зорин А.Н. – Опубл. 27.01.95 (г. Москва).

4. Патент №65923А України, Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта / Пілов П.І., Бондаренко В.І., Куденко Г.О., Канарська Н.В. – Опубл. 15.04.2004, Бюл. №4, 2004 р.