МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

ІІ Міжнародна науково-практична конференція
05-12 жовтня 2008 року



Дніпропетровськ-2008
НГУ

УДК 622 (06)

Наукова редакція:

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

Організаційний комітет:

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

Технічна редакція:

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

Адреса організаційного комітету:

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

Висловлюємо глибоку подяку за допомогу в організації і проведенні конференції:
Першому заступнику генерального директора ЗАТ «Донецьксталь-металургійний завод», доктору технічних наук, професору, Лауреату Держпремії України в області науки і техніки ***Ілляшову М.О****., директору Південно-Донбаського науково-дослідного центру «Геомеханіка», кандидату технічних наук, Лауреату Держпремії України в області науки і техніки* ***Кириченку В.Я.***

ISBN 978-966-350-064-5

© Національний гірничий університет, 2008

ЗМІСТ

Пивняк Г.Г., Салли В.И. Предприватизационная оценка состояния угольных шахт …….. 6
Кицки Ежи, Дычко Артур. Информационная система контроля эффективности «EKSPERT» – практический опыт управления в условиях компании «KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.» ……... 11
Ильяшов М.А., Кожушок О.Д. Физическое моделирование работы двойной литой полосы ……. 18
Косарев В.В., Стадник Н.И., Горбатов П.А. Мехатронный подход к проектированию сложных горных машин ……. 24
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. Исследование НДС бермы и почвы выемочного штрека, охраняемого литой полосой с разгрузочной полостью … 30
Тищенко Н.В., Черватюк В.Г., Нехрещенюк А.Ф., Ковалевская И.А. Ресурсосберегающие технологии упрочнения приконтурных пород пластовых выработок на шахтах Западного Донбасса …… 34
Бойченко В.Н., Мартынов А.А. Приоритетные научно-технические направления по повышению уровня промышленной безопасности газообильных шахт ……... 39
Koszowski Zbigniew, Horodecki Jan. Computer-aided production planning process in the hard coal mining ……... 45
Nowak Janusz, Kudelko Jan, Konsencjusz Dominika. Analysis of CO2 sequestration prospects for lower silesian power plants 51
Гребенкин С.С., Стебли В.В., Топчий С.Е., Поповский В.Н. Аналитические исследования некоторых особенностей разрушения горных пород режущими инструментами ……... 58
Czechowski A., Lubryka J., Lubryka M. The study of control software system and visualization for special mining machine ……..... 63
Перепелиця В.Г., Маланчук Є.З. Моделювання процесу формування ядра важких металів у техногенних розсипах ……. 71
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. Исследование напряженно-деформированного состояния вмещающих пластовую выработку слабых пород …. 77
Krowiak Andrzej. Appointing key variables, regulating and outside beloved describing objects on the example of mines of the hard coal …… 84
Савостьянов А.В., Бузило В.И., Сердюк В.П., Кошка А.Г. Закономерности изменения состояния горного массива при отработке пологих пластов …… 93
Бондаренко В.И., Моссур А.П. Физико-химические процессы гидратообразования в метанообильных угленосных оотложениях и их выбросоопасность …… 98
Фурман А.И., Зубко А.Н., Усатый В.Ю. Выпуск руды очистных камер с применением самоходной техники на ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» при отработке предохранительного целика …….. 103
Должиков П.Н., Рябичев В.Д., Никифоров А.В. Технико-экономический анализ угледобычи на шахтах ГП «Антрацит» и перспективы развития ……. 109
Кузьменко О.М., Савост'янов О.В., Рябічев В.Д. Вплив технологічних параметрів виймання вугілля на структурні зміни гірського масиву ……. 113
Bryk Mariusz. The SZYK2/MRPP hard coal mines production processes monitoring and reporting system …….. 117
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Поротников В.В. Исследование закономерностей связи коэффициента объемного расширения, состава и свойств заполнителя трубчатого анкера ТА2 …….. 125
Капленко Ю.П., Логачев Е.И., Ступник Н.И. Применение самоходного погрузочно-доставочного оборудования при отработке залежей богатых железных руд ……. 130
Кириченко В.Я., Усаченко Б.М. Механосинергетические явления в породных массивах как геомеханическая база создания новых штрековых крепей горных выработок ……. 136

Prusek Stanisław. Use of the support vector machines method for gate road convergence prediction 140
Кременчуцький М.Ф., Муха О.А., Пугач І.І., Пугач С.І., Столбченко О.В. Розрахунок провітрювання тупикових виробок при двох і трьох паралельних трубопроводах 149
Маланчук З.Р., Боблях С.Р. Визначення оптимальної технологічної схеми гідровидобутку зернистих фосфоритов 154
Мартынов А.А., Бойченко В.Н., Яковенко А.К. Средства защиты от перегрева работающих в сложных геотермических условиях глубоких шахт 161
Ширин Л.Н., Павлов С.Д., Коровяка Е.А., Астахов В.С. Перспективы попутной добычи шахтного метана в условиях Донецкого угольного бассейна 168
Голинько В.И., Котляров А.К. Совершенствование средств контроля высоких концентраций метана 176
Окалелов В.Н. Опыт применения функционально-стоимостного анализа для совершенствования сетей горных выработок 181
Matkowski Piotr. An it system of coal loading, dispatch and sales supervision 190
Рудаков Д.В., Хоменко О.Е., Владыко А.Б. Повторная отработка запасов Южно-Белозерского месторождения в сложных гидрогеологических условиях 193
Рябичев В.Д., Гребенкина А.С., Шипунова И.В. К вопросу аналитической оценки напряженно-деформированного состояния угольного массива в призабойной зоне пласта 198
Салли С.В., Терещенко М.К. Параметры рейтинговой оценки угольных шахт в режиме горного аудита 202
Rajwa Sylwester , Płonka Marek, Lubosik Zbigniew, Walentek Andrzej, Masny Wojciech. Principles of safe use of powered supports 207
Бондаренко В.І., Фальштинський В.С., Дичковський Р.О., Долгий О.А. Вихід продуктів СПГВ при застосуванні газогенераторів з штучною герметизацією порід покрівлі та вигазованного простору 220
Белоножко А.В., Фрундин В.Е. Исследование работоспособности термокаталитических датчиков метана при аварийных загазированиях шахт 225
Гуменик И.Л., Маевский А.М., Просандеев Н.И. Пути повышения эффективности перехода с открытых горных работ на подземные, при отработке крутопадающих месторождений Кривбасса 229
Тимощук В.І., Демченко Ю.І., Загриценко А.М., Шерстюк Є.А. Вплив об'єктів гірничого виробництва на гідрогеомеханічний стан прилеглих територій в умовах Криворізького басейну 234
Шевченко В.Г. О необходимости ввода в состав бригады горнорабочих диспетчера очистного участка 237
Муха О.А., Пугач І.І. Визначення ефективності роботи дегазаційної системи в процесі її експлуатації 244
Мищенко Г.Я. Опыт применения добавки в смазки МЕГАФОРС при профилактике от износа и ремонте промышленного оборудования 250
Табаченко М.М., Медяник В.Ю., Тищенко С.О. Спосіб покращення стійкості підготовчих виробок 258
Власов С.Ф. Основные результаты научного направления по струйному закреплению дисперсных пород 262
Гайдай А.А., Мальченко В.И. Исследования прочностных свойств брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования 268
Устименко Е.Б., Голинько В.И. Оценка экологических последствий использования эмульсионных взрывчатых веществ марки «Ера» с компонентами смесевого твердого ракетного топлива 272
Пономаренко П.И., Васильев С.В., Марченко Е.А. Резервы сохранения шахтного фонда в Украине и экономическое обоснование методов их реализации 277
Rotkegel Marek. Specialised cad programme for designing mine-road steel supports 282

Назаренко В.А., Стельмащук Е.В. О влиянии наносов на максимальные оседания …….. 289
Saluga Piotr. The optimum lifetime of a polish hard coal project using discounted cash flow analysis ……. 292
Дычко Артур. «Определи, спроектируй, выбирай» – некоторые аспекты разубоживания руды в медных шахтах ……... 299
Пономаренко А.П. Анализ гигиенических факторов и необходимость их учёта при создании системы мотивационного труда на угольной шахте …… 305
Приложение. Новое поколение техники для очистных и подготовительных работ на шахтах и рудниках …….. 309

© Г.Г. Пивняк,
В.И. Салли

ПРЕДПРИВАТИЗАЦИОННАЯ ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Показано напрямки оцінки стану вугільних шахт у процесі приватизації підприємств галузі.

Показаны направления оценки состояния угольных шахт в процессе приватизации предприятий отрасли.

Directions of an estimation of a condition of minings are shown during privatization of the enterprises of branch.

Наряду со значительными запасами угля и развитой инфраструктурой угольная промышленность испытывает существенные трудности, под действием, на протяжении длительного времени, ряда негативных объективных и субъективных факторов. Это сформировало явные противоречия между чрезвычайно важным значением угольной промышленности для экономики и энергетической безопасности государства и крайне сложным состоянием этой отрасли по экономическим и социальным критериями.

Решение этого противоречия требует принятия не только технических, но и организационно-экономических и нормативно-правовых решений, направленных на изменение структуры предприятий, их управления, формы собственности с целью финансового оздоровления и повышения эффективности производства.

Можно также отметить, что нынешний относительный размер государственного финансирования отечественной угольной промышленности, включая все его направления, в том числе закрытие и техническое переоснащение шахт, составляет около 60 грн, или менее 10 евро на тонну товарной угольной продукции, тогда как, например, каменноугольная отрасль Германии с лучшими природными условиями и намного более высоким техническим уровнем получает субсидии в размере примерно 70 евро на тонну товарного угля [1].

Украинская угольная промышленность может стать рентабельной, если оставить в эксплуатации (с последующей приватизацией) ограниченное число перспективных шахт – по разным оценкам, примерно от 40 до 70 из 164 ныне действующих, а остальные – ликвидировать и вводить в эксплуатацию исключительно прибыльные шахты и разрезы. Однако, такая радикальная реструктуризация, если она будет признана целесообразной, реально может быть осуществлена при надлежащей социальной защите высвобождаемых работников и выполнении необходимых экологических мероприятий, с учетом финансовых возможностей частных инвесторов, в течение нескольких десятилетий. При этом должна строго соблюдаться адресность инвестирования в зависимости от способности предприятия воспринимать выделяемые средства.

Важнейшей составной частью любого инвестиционного процесса является распределение определенного лимита капитальных вложений из различных источников между потребителями. Этот процесс может рассматриваться на уровне отдельного предприятия (шахты) или региона, но во всех случаях имеет место определенные соотношения между потребностью в капитальных вложениях и их ресурсами, которые всегда ограничены. Такие критерии нужны и при оценке потенциала угольной шахты, если речь идет о ее финансировании в целях сохранения производственного потенциала.

Проведение подготовки угледобывающих предприятий к разгосударствлению предусматривает: паспортизацию этих предприятий, на основании которой определяют размер, сроки внесения и направления инвестиций, которые обеспечивают безубыточную деятельность; реструктуризацию угледобывающих предприятий.

Цель данной работы – предложить новые подходы к количественной оценке инвестиционной приоритетности угольных шахт как основы адресности вложения средств в техноло-

гические звенья, формирующие уровень экономической надежности предприятия. При этом рассматривается также механизм распределения между потребителями (шахтами) средств, направляемых на вновь начинаемую реконструкцию с целью увеличения объема добычи. В принципе возможен и такой случай, когда объем добычи уменьшается, например, вследствие перехода на отработку пластов меньшей мощности, но дополнительные капитальные вложения для поддержания уменьшенной мощности все же требуются.

Уже достаточно долго научно-технической общественностью дискутируется проблема выживания угольной отрасли Украины. Оптимисты утверждают, что запасов угля в Украине хватит на 400 лет, в то время как пессимисты предрекают сворачивание отрасли уже через 20-30 лет. При этом признают и те и другие, что уголь на ближайший век останется главным энергоносителем планеты.

К сожалению, добыча угля в Украине осуществляется в более сложных горно-геологических условиях, чем в Западной Европе и России, но экспертами (в том числе Мирового банка) подтверждены 7 млрд. т экономически выгодных запасов угля Украины. Иными словами, при нынешнем уровне добычи, Украина обеспечена запасами примерно на 100 лет. Во всяком случае, по прогнозам большинства экспертов запасы нефти и газа будут исчерпаны быстрее. Шахтный фонд отрасли – 168 шахт, из них 70 с годовой производственной мощностью 69,8 млн. т, на которых сосредоточено 80% промышленных запасов угля с благоприятными горно-геологическими условиями залегания пластов. Эти шахты – экономическая основа отрасли, и, наряду со строящимися, должны стать объектами инноваций и инвестирования в первую очередь.

Длительная политика искусственно заниженных цен на уголь и практика дотаций на превышение себестоимости над ценой привели к потере стимулов к изысканию резервов снижения затрат на добычу угля. И в настоящее время значительная часть средств господдержки направляется, как правило, финансово и экономически слабым предприятиям, что не дает возможности решать стратегически важные задачи отрасли. Испытывая инвестиционный голод, слабеют и относительно благополучные предприятия, которые со временем пополняют ряды убыточных.

Расгосударствление является непременным условием нормального функционирования отечественной угольной промышленности в ее нынешнем состоянии, но эта ключевая проблема не получила должного отражения ни в уточненном недавно проекте энергетической стратегии Украины до 2030 года, ни в утвержденной новым правительством страны Концепции развития отрасли, где указаны лишь предусматриваемые объемы государственных инвестиций. Между тем, данная проблема приобретает особую актуальность в связи с вступлением Украины во Всемирную торговую организацию (ВТО).

Предприватизационная оценка угольной шахты – это количественный показатель ее состояния, который предварительно характеризует сравнительную степень целесообразности поддержания или увеличения мощности шахты, при этом большему значению показателя соответствует более высокая степень целесообразности показателя.

Любая инвестиционная политика реализуется на определенных объектах, какими в нашем случае являются угольные шахты, а так как инвестиционные ресурсы всегда ограничены, то возникает проблема выбора объектов и очередности направления инвестиций с целью максимально возможной эффективности их использования. Это требует сравнительной характеристики шахт по степени их инвестиционной привлекательности, что в свою очередь связано с определением перспективности отдельных шахт.

Априори ясно, что существует группа шахт, дальнейшая работа которых, особенно, если рассматривать длительные отрезки времени, нецелесообразна по ряду факторов, и, в то же время, имеются шахты, относительно которых такая проблем не возникает. Но подобные рассуждения, будучи правильными, полностью находятся в области субъективных суждений и не могут служить основанием для выбора направлений инвестиций. Необходима количественная характеристика, которая придала всем этим суждениям объективный и, по возможности, однозначный ответ. Задача эта настолько же сложна, насколько и важна, так как ясно, что

неправильное направление инвестиций повлечет за собой неэффективное использование на протяжении весьма длительного времени.

Шахта представляет в одно и то же время технологическую и экономическую систему и такой ее двойственный характер дает основание считать, что и показатель, оценивающий данную шахту в ряду других должен также отражать ее двуединую сущность.

В качестве такого показателя был предложен фундаментальный показатель экономической надежности [2, 3]. Под экономической надежностью предприятия понимается способность поддерживать на протяжении некоторого времени определенный объем производства или пропускную способность с заданным или желательным уровнем экономических показателей. Из этого определения вытекает, что показатель экономической надежности содержит в себе технологический, экономический и геологический компоненты.

В каждый данный момент времени показатель экономической надежности имеет единственное детерминированное значение, которое зависит от состояния шахты и характеризует это состояние: минимальное значение определяет фактические возможности шахты, максимальное – ее потенциальные возможности. Чем меньше, например, значение коэффициента технологической надежности, тем больше разрыв между главными звеньями и тем более трудна реализация потенциальных возможностей шахты.

Вместе с тем, показатель экономической надежности, при всей своей универсальности, не может в полной степени оценить целесообразность инвестирования инновационных процессов по отдельным технологическим звеньям шахты. Особенно это относится к определению предельных технико-экономических параметров, определяющих барьер перехода на безубыточный режим. В самом деле, экономическая надежность – весьма статичный показатель. Только обеспеченность шахты запасами достаточно стабильный компонент параметра надежности, другие же его составляющие – суть влияния инвестиционной политики поддержания мощности.

В этой связи сформулирован модифицированный поход к определению предприватизационного состояния шахты.

Особенности угольных шахт как предприятий, отличающихся от обрабатывающих отраслей, состоит в том, что экономические результаты работы шахт формируются под одновременным воздействием природных и индустриальных факторов. Первые выступают в виде конкретных для каждой шахты горно-геологических условий, вторые – техники и технологи, уровень которой предопределен степенью развития научно-технического прогресса. Природные факторы существуют изначально, они относятся к числу неуправляемых, в том смысле, что не могут быть изменены по желанию человека, и потому мы вынуждены в процессе производственной деятельности по добыче полезного ископаемого приспосабливаться к объективно существующим природным условиям.

В данный момент времени или некоторого его отрезка на конкретной шахте существует определенный диапазон горно-геологических условий, например, колебания мощности угольных пластов, и возможность выбора варианта техники и технологи из числа имеющихся. Очевидно стремление к такому выбору сочетаний этих факторов, чтобы было обеспечено наиболее эффективное функционирование шахты. Раскрытие внутренних резервов шахт соответствует такому стремлению. Впервые поставлена и решена многокритериальная задача определения тех предельных, находящихся в существующем диапазоне изменений, условий, при которых может быть достигнуто улучшение экономических результатов работы шахты в виде их безубыточной работы. Выбор исследуемых факторов произведен таким образом, что он учитывает как природные, так и индустриальные условия и, тем самым, достаточно полно отражает указанные выше особенности шахт. Различная природа этих факторов приводит к необходимости поиска приемлемых результатов в области компромисса.

Для анализа принято девять показателей, в том числе пять геологических и четыре индустриальных, которые имеют существенное значение в качестве показателей состояния шахты: ее перспективности, сложности как производственной системы, положения (по крупности предприятия) среди других шахт, согласованности производственных процессов. Большему

значению показателя инвестиционной приоритетности соответствует и более высокая степень привлекательности: если коэффициент для данной шахты численно больше чем для другой, то первая шахта в инвестиционном отношении имеет больший приоритет [4]. Из девяти факторов, характеризующих инвестиционную приоритетность шахты, наиболее тесно с капитальными вложениями связаны мощность разрабатываемых пластов и пропускная способность основных звеньев шахты. Первый из этих показателей представляет природные, а второй – индустриальные факторы. Они (показатели) практически независимы один от другого, так как при данной мощности пластов можно применить разные схемы подготовки шахтного поля и разные системы разработки, а также использовать разное оборудование. Оба показателя имеют одну и ту же желательную направленность изменения: а именно – большую величину этих показателей (в установленных границах).

Предложена следующая схема анализа приоритетности. Исходя из лимитов капитальных вложений на вновь начинаемую реконструкцию действующих шахт и опыта освоения сметной стоимости, определяются шахты из числа тех, которые имеют наибольшие коэффициенты инвестиционной приоритетности. Шахты ранжируются в нисходящем порядке по показателю мощности разрабатываемых пластов и соответствующему коэффициенту надежности (пропускной способности) основных звеньев. Т.е. целевая функция предполагает такой набор шахт, когда будет обеспечено получение наибольшего эффекта от использования капитальных вложений на поддержание мощности конкретной шахты в сравнении с другими предприятиями. При этом выбор шахт производится в зависимости от степени их перспективности, а потребность в инвестициях определяется по всем процессам шахты и по уровню их эксплуатационной надежности.

$$A = \sum_{i=1}^{n'} G_i \rightarrow max.$$

Здесь $G_i = mq_i * tq_i$ – коэффициент перспективности i-ой шахты $i = \overline{1, n'}$;

mq_i – мощность разрабатываемых пластов на i-й шахте (относительный показатель) $i = \overline{1, n'}$;

tq_i – коэффициент технологической надежности i-той шахты $i = \overline{1, n'}$;

q – средний годовой объем освоения ресурсов капитальных вложений на вновь реконструируемой шахте.

Следует подчеркнуть, что попытка охарактеризовать состояние шахты количественными показателями, даже достаточно широкими по своему содержанию, как было показано выше, может приводить к противоречивым результатам. Например, шахта добывает уголь не очень ценной марки и с высокой зольностью, но с низкой себестоимостью. Следовательно, по одним признакам она «хорошая», а по другим «плохая» и признаки эти не могут количественно и качественно быть сведены один к другому. С этой точки зрения понятие «потенциал» относится к числу категорий, которые одновременно являются категориями других областей знаний и имеют присущие им отличительные признаки.

В исследовании [5] доказано, что экономический потенциал шахты определяется ее способностью к осуществлению эффективной финансово-экономической и производственно-хозяйственной деятельности. При этом понятие эффективной деятельности шахты находится в области решения проблемы «затраты – выпуск». Экономическая эффективность характеризует связь между количеством потребленных в процессе добычи угля всех видов ресурсов и получаемым в результате количеством конечной угольной продукции. Иными словами, экономический потенциал предприятия должен определяется его способностью создавать добавленную стоимость.

Для обоснования указанной концепции впервые предложено использовать оценку экономического потенциала в качестве критерия определения жизнеспособности шахты, либо принятия решения о необходимости ее ликвидации. В качестве аппарата исследований применена оптимизационная модель определения значений основных параметров производст-

венной и финансовой деятельности шахты, предложена система координат экономического потенциала, адекватная специфике функционирования шахты.

Выводы

Созданная специалистами Национального горного университета система оценки состояния угольных шахт, в процессе их приватизации, может быть охарактеризована следующими особенностями.

1. Анализируется группа шахт одного региона или отдельные шахты из разных регионов в режиме сопоставления. При этом, отобранные шахты будут иметь разный уровень технических, экономических и финансовых показателей. Как следствие, отмеченные шахты имеют разную инвестиционную привлекательность, и задача сводится к адресности и приоритетности инвестирования.

2. В первую очередь, определяется для каждой шахты уровень ее экономической надежности и инвестиционной приоритетности. Эти параметры будут свидетельствовать о внутренних резервах шахты в плане восприимчивости к инвестициям, и на этом основании шахты распределяются на 3 группы (лидеры, средние и замыкающие) с соответствующей рейтинговой оценкой. Каждый балл рейтинга составляет совокупную оценку показателей шахты (сводный коэффициент, уровень предприватизационного состояния). Чем выше рейтинг, тем больше вероятность перехода предприятия в другую группу, а соответственно и большая вероятность успешной приватизации.

Список литературы

1. О.І. Амоша, А.І. Кабанов, Л.Л. Стариченко. Перспективи розвитку та реформування вітчизняної вугільної промисловості на фоні світових тенденцій. Наукова доповідь. ІЕП НАН України. – Донецьк, 2005. – 32 с.

2. Пивняк Г.Г., Салли В.И., Байсаров Л.В. Инвестиции в угольную промышленность: реальность и прогнозы // Уголь Украины. – 2003.– №5. – С. 4-8.

3. Салли В.И., Райхель Б.Л., Швец В.Я. Экономические проблемы поддержания мощности малоэффективных угольных шахт Украины. – Днепропетровск, 2002. – 229 с.

4. Павленко И.И. Управление инвестиционными процессами в угольной промышленности Украины. – НГУ, 2007. – 253 с.

5. Дробот Я., Бойченко М. Антикризовий менеджмент на підприємствах вугільної промисловості України // Схід. – 2003. – №2(52). – С. 7-13.

ИНФОРМАЦИОННАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ «EKSPERT» – ПРАКТИЧЕСКИЙ ОПЫТ УПРАВЛЕНИЯ В УСЛОВИЯХ КОМПАНИИ «KGHM POLSKA MIEDŹ S.A.»

Ежи Кицки
Горно-металлургическая академия им. С. Сташица, Институт минерального сырья и энергетики, Краков, Польша

Артур Дычко
Институт минерального сырья и энергетики, Краков, Польша

Ключевые слова: горная промышленность, самоходные машины, информационные системы

Аннотация. Представленная в статье информационная система является одной из немногих попыток апробаций использования программных продуктов системы SAPR/3, обслуживающих производственные модули компании «KGHM Polska Miedź S.A.». Представлены дальнейшие направления развития в других сферах деятельности компании.

В результате анализа этого программного продукта, который контролирует эффективность производительности самоходных машин, было установлено, что данное нововведение дало возможность моделировать уже действующие системы производства, и далее даст возможность получения ощутимых экономических эффектов.

Введение. Каждый вид предпринимательской деятельности является следствием определенной идеи. Ее целесообразность показывает экономический эффект, полученный от реализации конечной продукции. Это определенная цель каждого предприятия, выражаемая в продолжительности его функционирования и развития.

Уже более сорока лет компания «KGHM Polska Miedź S.A.» предоставляет свою продукцию на внутрипольском рынке и за границей (в первую очередь, это электролитическая медь). За время работы компания претерпевала изменения, как внутри предприятия, так и в отношениях со своими внешними партнерами. Все перемены всегда приводили к улучшению экономических результатов.

В 2007 году на трех шахтах «KGHM Polska Miedź S.A.» было добыто 532974 т электролитической меди и 1215 т серебра, что дало возможность компании достичь рекордную прибыль на уровне 3,8 млрд. злотых. Следует заметить, что за прошедшие 45 лет производственной деятельности было извлечено более 690 млн. т руды, из которой было произведено более 10 млн. т электролитической меди и 23 тыс. т серебра. Производственные результаты предприятия улучшают его экономическую ситуацию. Главным источником прибыли холдинга является горнорудная деятельность, производство меди, ее дальнейшая переработка, а также производство благородных металлов. Для обеспечения жизнеспособности холдинга производится базовый запас меди. При нынешних объемах добычи, запасов руды хватит еще на период до 20 лет. Это не далекая перспектива, поэтому уже сегодня предпринимаются действия на обеспечение новых направлений работы горных предприятий концерна «Polskia Miedz». Одним из них является освоение месторождения, залегающего на глубине от 1200 до 1500 м, а также перевод разработки на другие месторождения Польши и за границей.

Успехи трех шахт «KGHM Polska Miedź S.A.» не приводят инженерных работников шахт в состояние эйфории. Сегодня происходит поиск более новых способов улучшения эффективности веденной горной деятельности. Сокращение издержек является основным направлением рационализации процесса производства.

По фактору конечной себестоимости одной тонны меди, около 60% затрат припадает на производственную деятельность шахты, 15% – на обогащение (ZWR), и 25% – на металлургию. С 60% затрат горнодобывающей деятельности около 30% занимают издержки, связанные с использованием самоходных машин. Их описание, идентификация и рационализа-

ция относится к целостной системы методов решения и учёта данных, отчётности, эффективности и оценки производительности самоходных машин, сосредоточенных в программном продукте «EKSPERT», разработанном и подготовленном к адаптации при сотрудничестве с различными службами компании «KGHM Polska Miedź S.A.».

На шахтах KGHM эти службы находятся в организационном подчинении главного инженера (начальника шахты). Организация машинных служб в отдельных шахтах KGHM не одинакова и изменяется во времени в зависимости от прикладных технических и технологических решений.

Технический парк в компании «KGHM Polska Miedź» состоит из более чем 1280 горнодобывающих машин. Для полного отображения ситуации необходимо добавить, что одна такая машина несет расходы для предприятия на сумму в среднем около 1 миллиона злотых.

Основной элементом учета в программном продукте – использование горнодобывающих машин и их финансовый расчет. Неоднозначность результатов и возрастающий уровень информационного обеспечения приводит к необходимости проводить новые расчеты и сравнивать работу отдельных участков шахт. Это связанно главным образом с особенностями работы системы SAP/R3.

1. **Принцип работы программного обеспечения «EKSPERT».** Главной целью обработки и внедрения системы был набор диагностических данных и коэффициентов в единой информационной технологии. Далее было принято решение реализовывать систему, используя технологию объединения данных. Понимая трудности, с которыми придется столкнуться во время реализации работы, установлено производить измерения прозрачно и понятно для всех, определив задачу и цели реализации работ. Главная задача программы «EKSPERT» – найти новые стандарты и выйти на новый уровень при сравнении и оценке эксплуатации самоходных машин.

Главной целью проведенных работ было обеспечение быстрого и четкого доступа к информации о затратах, реализации производственных заданий и доставке информации управления парком горных машин. Идейная схема такой системы приведена на рис. 1.

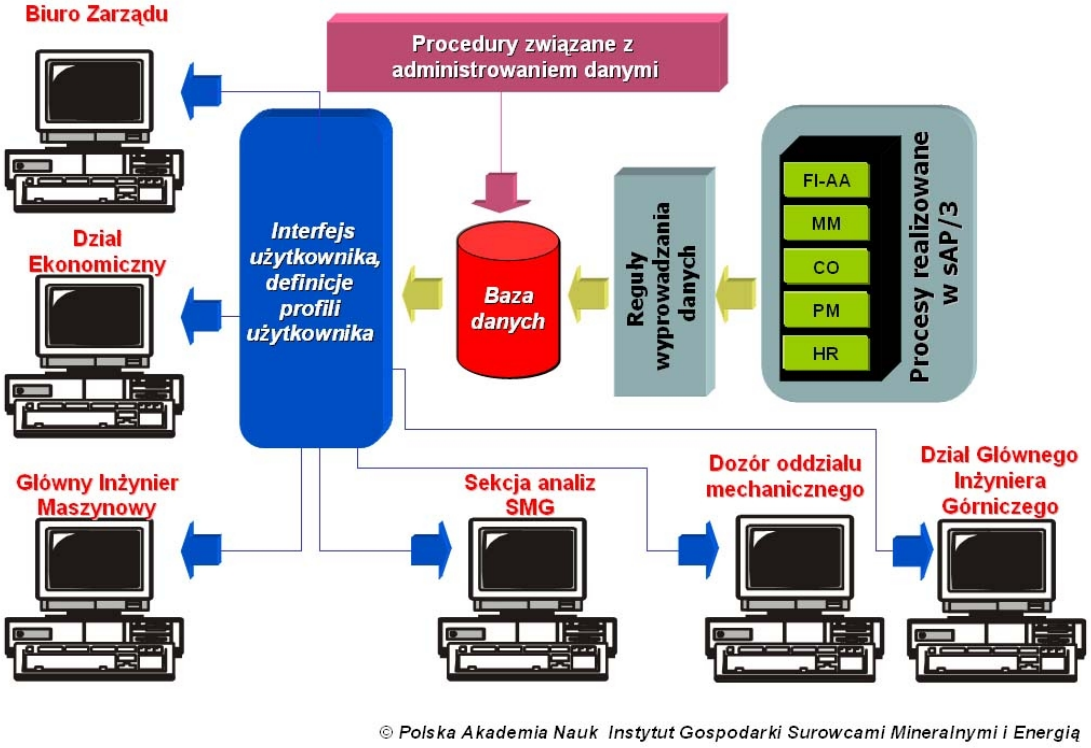


Рис. 1. Схема работы программного обеспечения «EKSPERT»

Демонстрация установки программного продукта «EKSPERT» привели к стандартизации процедур в области учета средств и конфигурации системы SAPR/3. Результатом таких исследований является создание совершенно нового информационного стандарта описывающего работу самоходных машин на шахтах «KGHM Polska Miedź S.A.» [5].

Наиболее оптимальное информационное решение для системы «EKSPERT» принято при использовании инструмента класса объединения, применение которого позволяет определить преимущества (скорость доступа к данным, эластичность правил группирования и конверсии данных, эффективный графический интерфейс, возможность доступа к аппликациям при использовании интернет протокола).

2. **Проблемы при регистрации, и обслуживании программного продукта**. При внедрении интеграционной информационной системы, вся отчетность отображает внешние и внутренние потребности, сгенерированные автоматически на основе данных его базы.

Финансово-бухгалтерские службы компании не работали с информационными системами предварительной генерации, поэтому было установлено определенное количество доступа пользователей. Интеграция системы приводит к тому, что усложняется формальная процедура, сопровождающая регистрацию. Этому также способствует присоединенные отраслевых модулей, а также ответвленная последовательность введения данных в систему.

При необходимости ведется параллельный учет, который может иметь вид бумажных носителей в виде таблицы калькуляций или баз данных. Степень интеграции системы R/3 очень дифференцирована. Такие инструменты могут давать непоследовательную информацию, генерируя необходимые дополнительные результаты.

Участок горных машин в «KGHM Polska Miedź S.A.» имеет резерв для оптимизации процессов горного производства:

– существует существенная финансовая стабильность предприятия;

– имеется возможность дальнейшего усовершенствования технологии ведения горных работ;

– регистрационные данные в базе системы R/3, которые являются изменяемыми по мере необходимости:

– количество трудящихся,

– различного рода учётная информация (модуль ремонтного хозяйства для каждой горной машины, места их выполнения, расход материалов, нужды управления и др.).

На практике, наблюдается несоответствие между объемом работ по учету данных и возможностей их анализа. Руководители участков, обслуживающих подземные процессы, не имеют достаточно времени для работы с терминалом R/3. Им необходима система быстрого доступа информации для их сферы деятельности.

В начале работ по накоплению информации была выявлена главная проблема обработки и конверсии данных с регистрации транзакционной системы. Изначально закладывалось, что эта процедура будет реализована с использованием технологии автоматизированного группирования данных.

Полная интеграция учета в отраслевых модулях системы R/3, представляет собой дополнительную основу для введения объединения данных. Механизмы извлечения данных из транзакционной системы в общую базу решают основные проблемы, связанные с обработкой разнотипных данных и их распределением по отдельным модулям системы.

После обстоятельного анализа данных зарегистрированных в базе, оказалось, что необходимо также произвести оптимизацию внутри транзакционной систему. Это касается следующего:

– модификация процессов регистрации данных с целью обеспечения их соответствия;

– стандартизация учета данных: определение частоты регистрации данных и объектов (МВС для групп машин, сравнение параметров обслуживания или эксплуатации);

– поиск решений направленных на снижение трудоемкости процесса регистрации данных;

– модификация процесса расчета косвенных затрат участка горных машин, для эффективного их устранения.

Сложный процесс учёта и расчёта затрат в системе SAPR/3 [6] вызывает то, что в транзакционной системе происходит генерирование для каждого расчетного периода существенных данных на различной мериторической основе особо важной информации для принятия решения на уровне операционного управления. В каждом модуле системы происходит обработка отчетов, благодаря которым пользователи могут получить необходимые результаты. Ее практическое использование требует больших знаний и практического опыта работы в области отдельных модулей системы и умений агрегирования и конверсии данных.

Оптимальным решением проблемы является использование технологии объединения данных, которая полностью автоматизирует процесс генерации информации. Автоматизация процессов получения данных между транзакционной и накопительной системами требует полного соответствия данных. Разного рода ошибки в учетных процессах уменьшают качество информации, генерированной в полученных базах информации.

После внедрения всех модулей системы SAPR/3 в компании «KGHM Polska Miedź S.A.» были приняты усилия по расширению направлений работ и способов распределения информации между отдельными потребителями. В качестве примера принята информационная система отображения процессов участка подземных горных машин компании «KGHM Polska Miedź S.A.»

3. **Ввод – вывод информации, управление системой на уровне пользователя.** Программный продукт обслуживается на уровне внутренней компьютерной сети компании «KGHM Polska Miedź S.A» (Интернет). Доступ к нему осуществляется при помощи программных пакетов всемирной сети Интернет. Меню главной странички представлено на рис. 2.



Рис. 2. Главное меню системы EKSPERT

Вход в систему имеет разную степень доступа и осуществляется путем ввода в соответствующие окна программы имени пользователя и пароля. Главное меню системы «Ekspert» состоит из двух ссылок: «Отчеты SMG (Raporty SMG)» и «Другая информация (Inne informacje)» (рис. 3).



Рис. 3. Главное меню системы Ekspert

Ссылка «Отчеты SMG (Raporty SMG)» состоит из следующих элементов: меню (menu), общая информация (opis informacyjny), верхней и нижней информационной строки. Верхняя строка показывает: актуально задействованную информацию, ссылку на главную страницу, а также выход из системы «Ekspert». Нижняя строка экрана представляет: актуально задействованную информацию, ссылку на главную страницу компании KGHM, ссылку на страницу «свойства» и ссылку на функцию изменения пароля доступа.

Меню команд содержит разветвленное дерево отчетов SMG сгруппированных в трех основных модулях. Быстрое передвижение по меню обеспечивается с помощью программ управления «свернуть все окна (Rozwiń wszystkie)» и «Развернуть все окна (Zwiń wszystkie)» (рис. 4).

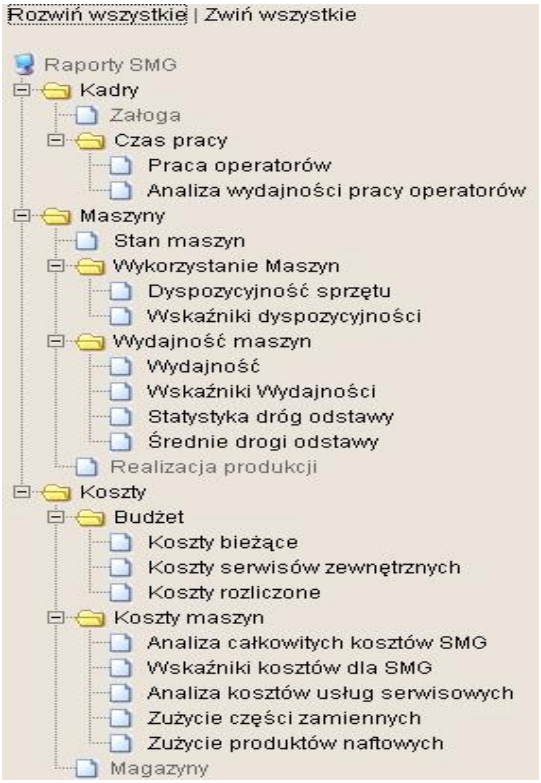


Рис. 4. Дерево функций вывода информации системы «EKSPERT»

Работа программного продукта «Ekspert» зависит от системы SAPR/3, который отвечает за вывод конечной информации. Отчеты касаются текущей информации о работе самоходных горных машин, и концентрируются, в основном, на анализе реализации заданий и актуальном качестве конечной продукции. Программное обеспечение обладает определенной гибкостью и дает возможность делать как стратегические, так и временные прогнозы работы горно-шахтного оборудования и соответственно определять соответствующие финансовые издержки [5].

Наиважнейшая информация для правильной оценки обслуживания горными машинами находится в отчетах, приведенных в таблице.

Таблица

Основные элементы отчетности системы «Ekspert» при использовании горных машин

№ п/п	Тип отчетности	№ п/п	Тип отчетности
1	Очистные работы	11	Анализ возможностей
2	Расположение оборудования	12	Учет работы внеурочное время
3	Анализ месторасположения оборудования	13	Средняя длина транспортирования
4	Производительность оборудования	14	Затраты на сервисное обслуживание
5	Анализ производительности оборудования	15	Анализ сервисных затрат
6	Горюче-смазочные материалы	16	Использование запасных частей
7	Производительность обслуживающего персонала	17	Каталог материалов
8	Анализ производительность обслуживающего персонала	18	Общий анализ затрат SMG
9	Анализ аварийности оборудования	19	Денежные показатели для SMG
10	Квалификация обслуживающего персонала	20	Прогнозные денежные затраты

Пример вывода отчета по элементу производительности машин: «расположение оборудования (dyspozycyjność sprzętu) – выбирается по ниже представленному ключу (рис. 5).

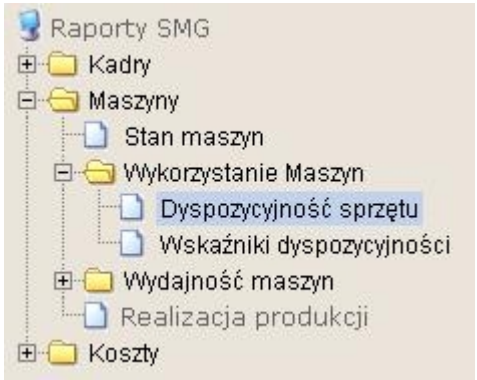


Рис. 5. Общий вид дерева отчетов системы «EKSPERT» с детально раскрытым элементом «расположение оборудования»

Отчет по элементу «расположение оборудования» является одним из главных в программном продукте «EKSPERT». Основной его целью является эффективное использование парка горнодобывающих машин согласно команд пространственного и временного изменения рабочих процессов. Основные параметры работы этого элемента:

– входные данные;
– выходные параметры,
– начальные изменения управления;
– конечные изменения управления.

Граничными условиями в работе с элементом «расположение оборудования» являются: горно-геологические и горнотехнические условия предприятия, его месторасположение и административная подчиненность, тип системы разработки, классификация полезного ископаемого и окружающих пород, тип машин, и др.

Источником информации для этого отчета являются измерительные пункты типа «N» функциональной локализации в модуле «ремонт оборудования» (PM) системы SAPR/3 [3].

4. **Стандартизация текущих процессов.** Для определения правил учета текущих финансовых дел была создана рабочая группа. Эта группа разработала детальную инструкцию текущих финансовых средств в шахтах. Согласно инструкции определяется соответствие денежных выплат отдельным службам шахты. При эксплуатации подземных горнодобывающих машин также определяется какое распределение затрат должно происходить по заданным операционным процессам. К исследованиям принимаются – количество выполненной работы за определенные промежутки времени [7].

В результате получено фактически полное соответствие для анализа затрат и оценки эффективности отдельных шахтных производственных участков. Удалось успешно решить следующие проблемы:

→ получение текущей информации об использовании топлива и смазочных материалов каждой подземной машиной;

→ упрощение процедуры учета общешахтного рабочего времени в системе SMG (Система учета рабочего времени);

→ упрощение процедуры учета рабочего времени на участке в системе SMG (простои);

→ рационализация процесса оплаты участка подземных горных машин;

→ стандартизация методологии создания отчетов между различными службами шахт.

5. **Выводы.** Создание информационного программного продукта «EKSPERT» получило практическую реализацию. В предложенном и описанном выше виде успешно работает на трех шахтах компании «KGHM Polska Miedź S.A.» и находится в процессе усовершенствования. Не вызывает сомнений, что со временем система «EKSPERT» станет элементом интегрированной информационной составляющей, которая будет использоваться инженерно-техническими работниками для планирования и реализации горных работ.

Впервые в условиях трех шахт компании KGHM произошло объединение всех процедур накопления и анализа технического потенциала машин в единую информационную систему. Это дает возможности новых подходов проведения политики хозяйствования горнодобывающей техникой в условиях всей компании. Еще одним преимуществом является то, что внедрение таких продуктов в управление предприятием вписывается в общемировую тенденцию информатизации производственной деятельности.

Целью внедрения программного обеспечения «EKSPERT» является создание целой системы содействия руководству шахт в реализации программы рационального использования денежных средств. Они состоят из следующих элементов затрат:

- ремонт и профилактика оборудования;
- прямые и непрямые затраты на добычу полезного ископаемого;
- обслуживающий персонал.

Для дальнейшего снижения стоимости добычи полезного ископаемого, необходимо интенсифицировать работу смежных служб, которые выполняют определенные услуги для SMG. Для этого средства контроля этими услугами следовало бы внести в систему «EKSPERT» и это дало б возможность:

- улучшить условия труда при выполнении всех производственных процессов;

- проводить детальный учет всех услуг, с возможностью оценки стоимости научно-изыскательных работ;
- улучшить использование машинного времени.

Список литературы

[1] *Dyczko A.*: Niektóre aspekty zubożenia urobku w kopalniach rud miedzi. Materiały Konferencyjne Gospodarki Surowcami Mineralnymi. Wydawnictwo IGSMiE PAN 2004.

[2] *Kicki J., Dyczko A.*: System ewidencji, kontroli oraz analizy efektywności i wydajności samojezdnych maszyn górniczych (SME) jako środek obniżania kosztów produkcji w KGHM Polska Miedź S.A. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej — Informatyka w przemyśle wydobywczym. Kraków, Wydawnictwo IGSMiE PAN 2004.

[3] *Kicki J., Dyczko A., Paraszczak J. i in.*: Analiza i ocena stanu aktualnego w zakresie kontroli efektywności i wydajności samojezdnych maszyn górniczych (SMG) oraz służb serwisowo-naprawczych Etap I. Kraków, PAN IGSMiE 2002 (maszynopis).

[4] *Kicki J., Dyczko A., Paraszczak J. i in.*: System ewidencji, kontroli oraz analizy efektywności i wydajności samojezdnych maszyn górniczych (SMG) jako środek obniżenia kosztów produkcji w KGHM Polska Miedź S.A Etap II. Kraków, PAN IGSMiE 2003 (praca nie publikowana).

[5] *Kicki J.:* Systemy wspomagania decyzji w procesie wydobycia rudy w kopalniach LGOM. Kraków, Zeszyty Naukowe AGH, Górnictwo i Geoinżynieria 2004, Zeszyt 4/1.

[6] *Leszczyński Z., Wnuk T., 1999:* Controling. Fundacja Rozwoju Rachunkowości w Polsce.

[7] *Śliwiński P.,:* Optymalizacja procedur ewidencji danych w Działach Maszyn Dołowych KGHM „Polska Miedź" S.A. Materiały Szkoły Eksploatacji Podziemnej – Informatyka w przemyśle wydobywczym. Kraków, Wydawnictwo IGSMiE PAN 2004.

УДК 622.831

© М.А. Ильяшов,
О.Д. Кожушок

ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ ДВОЙНОЙ ЛИТОЙ ПОЛОСЫ

Наведено результати експериментальних досліджень деформацій штреку на моделях з подвійною литою смугою у відпрацьованому просторі.

Приведены результаты экспериментальных исследований деформаций штрека на моделях с двойной литой полосой в отработанном пространстве.

The results of experimental researches of deformations a drift on models with a double cast strip in mined-out space are given.

На передовых предприятиях угольной отрасли Украины внедряются новые технологии угледобычи и высокопроизводительное оборудование, что позволило значительно увеличить нагрузку на очистной забой. Однако, при большой скорости обнажения кровли над выработанным пространством в значительной степени осложняется поддержание выемочных штреков как на сопряжении с лавой, так и за лавой.

Зарубежный и отечественный опыт показал, что достаточно эффективным способом поддержания выемочного штрека за лавой, а также и самого сопряжения является возведение в выработанном пространстве приштрековой литой полосы [1-3]. Комбинированная схема крепления штреков с использованием однорядной литой полосы в условиях шахты «им. А.Ф. Засядь ко» и «Красноармейская-Западная №1» позволила практически реализовать

идею их повторного использования при отработке смежной лавы [4]. Однако результаты обследования выработок показали, что не во всех случаях однорядная литая полоса обеспечивает их приемлемое состояние до подхода второй лавы. При наличии геологических нарушений в массиве, значительно возрастает боковое давление на полосу, приводя к ее частичному разрушению. Работая в режиме запредельного деформирования, литая полоса продолжает выполнять охранную функцию по отношению к выемочному штреку, но ее эффективность в значительной степени снижается. Решающими факторами в уменьшении поперечного сечения штрека по мере отхода лавы являются: асимметричная деформация арок крепи и пучение почвы.

Одним из вариантов, предположительно позволяющим снизить воздействие обоих перечисленных выше факторов, является использование двухрядной литой полосы. Однако, на сегодняшний день отсутствует методика инженерного расчета указанной конструкции, не накоплен практический опыт возведения двухрядной литой полосы ни в Украине, ни за рубежом.

Для оценки в качественном и количественном плане эффективности работы различных вариантов литой полосы было предложено, и с участием сотрудников Института геотехнической механики НАН Украины практически реализовано физическое моделирование в варианте метода эквивалентных материалов.

Наилучшие результаты в условиях шахт Центрального Донбасса показала технология, предполагающая возведение одинарной литой полосы с использованием материала «БИ-крепь» в соответствии с патентом Украины 53569А. Полосу из указанного материала условно называем прочной. Модель, реализующая данный вариант, является базовой. В исследуемых вариантах предполагается также наличие полосы из низкопрочного материала, которая условно названа слабой.

Литая полоса, расположенная ближе к штреку, названа ближней. Соответственно, более удаленная в сторону выработанного пространства полоса названа дальней. Характеристики вариантов физического моделирования представлены в табл. 1.

Таблица 1

Варианты физического моделирования работы
охранной конструкции штреков с литой полосой

Номер варианта	Ближняя полоса	Дальняя полоса	Расстояние между полосами	Количество моделей в серии
1	прочная	отсутствует	-	3
2	слабая	отсутствует	-	3
3	слабая	прочная	0	3
4	слабая	слабая	0	3
5	слабая	прочная	мощность пласта	3
6	слабая	прочная	2 мощности пласта	3
7	слабая	прочная	3 мощности пласта	3
8	слабая	прочная	4 мощности пласта	3
9	слабая	прочная	4, 5 м + 2 х 0,7 стойки	3

По высоте модель включает почву пласта, угольный пласт с одной стороны штрека и выработанное пространство с другой, кровлю пласта. Комбинированная охранная конструкция штрека представлена арочной крепью и литой полосой. Для запрещения поперечных деформаций основание модели было помещено в жесткую разборную металлическую обойму с возможностью плотной подгонки элементов обоймы к поверхности основания.

Коэффициент геометрического подобия модели по отношению к натуральному объекту равен 65.

При выполнении условия геометрического подобия, наиболее простым путем для выполнения требований силового подобия является использование материалов с теми же силовыми и деформационными характеристиками, что и для натурного объекта. Более мягким условием является примерное равенство статических прочностных характеристик материалов, основным из которых является предел прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$.

Сведения о материалах объекта и модели приведены в табл. 2.

Таблица 2

Сведения о материалах натурного объекта и модели

Элемент	Натурный объект		Модель	
	материал	$\sigma_{сж}$, МПа	материал	$\sigma_{сж}$, МПа
почва пласта	алевролит (влажный)	15-20	алебастр	18
угольный пласт	уголь	12-15	канифоль	11
кровля пласта	алевролит	45-55	АЗБ-плита	45
крепь КМП-А3	профиль СВП-27	0,07 (на S кровли)	арка из проволоки Ø 4	0,08 (на S кровли)
нарушенный приконтурный слой	алевролит (ест. влажн.)	15-20	алебастр	18
ближняя литая полоса	песчано-цементный раствор	≈ 20	песчано-цементный раствор	18
органная крепь	дерево	35-40 (вдоль)	дерево	35-40 (вдоль)
дальняя литая полоса	Материал «БИ-крепь»	30-40 (ш. усл.)	Материал «БИ-крепь»	42
обрушенная кровля	алевролит (обломки)	→ 0	пенопласт	0,4

Для обеспечения равномерного давления на верхнюю плоскость модели использовался промежуточный буферный слой в виде полосы из конвейерной резины, на который устанавливался швеллер. Наличие швеллера, как промежуточного звена между плитой пресса и нагружаемой моделью, необходимо для установки тензорезисторного силоизмерителя, создающего локальное давление на контактирующие с ним поверхности. Для исключения влияния перекоса модели под воздействием нагрузок используется дополнительный промежуточный элемент с шаровой опорой.

При нагружении модели исследовались ее неупругие деформации, которые составляют заметную долю от первоначальных размеров элементов. В связи с этим была использована базовая размерная шкала, реализованная путем применения линейки с миллиметровыми делениями, жестко закрепленными на опоре.

В процессе плавного нагружения модели осуществлялось ее фотографирование через каждые 5 кН. Для одной из моделей в каждой серии производилась непрерывная видеосъемка. В поле видеокамеры полностью попали сама испытуемая модель, цифровой вольтметр, показывающий величину усилия в кН, а также базовая размерная шкала. Компьютерная обработка фотоснимков осуществлялась с шагом 20 кН. Для каждого из снимков осуществлялось масштабирование и поворот, так чтобы размерная шкала на всех снимках совпадала. После этого, на фотографию выработки накладывалась сетка, связанная с размерной шкалой. С помощью сетки для каждой нагрузки определялась высота выработки и ее поперечное сечение.

В дальнейшем строились зависимости указанных параметров от величины нагрузки. Пример построения указанной зависимости (серия моделей по варианту №4) представлен на рис. 1.

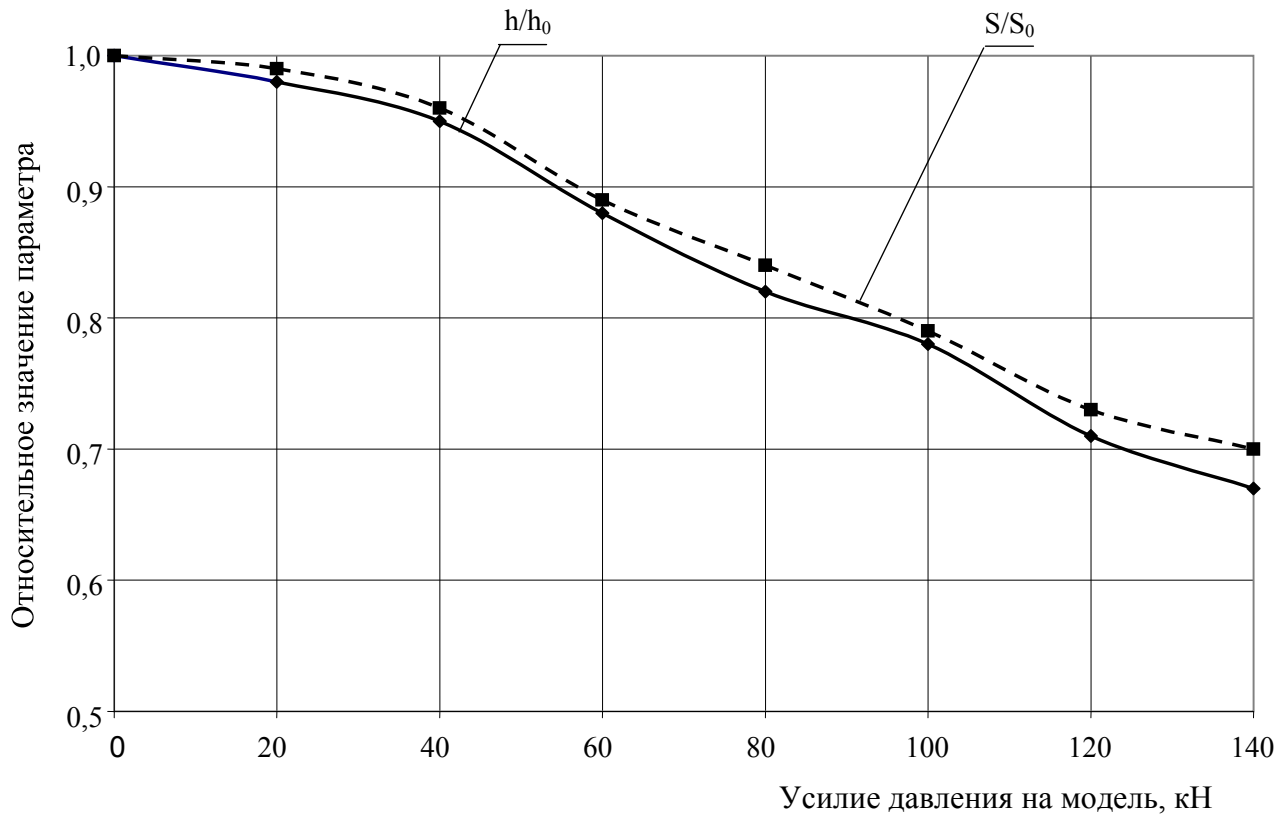


Рис. 1. Изменение геометрических параметров выработки при нагружении для моделей серии №4

В процессе разрушающих испытаний моделей были установлены закономерности формирования трещин в кровле пласта. Формирование крупноблочной структуры кровли над выработанным пространством начинается с образования 4-х характерных трещин, положение которых иллюстрируется рис. 2.

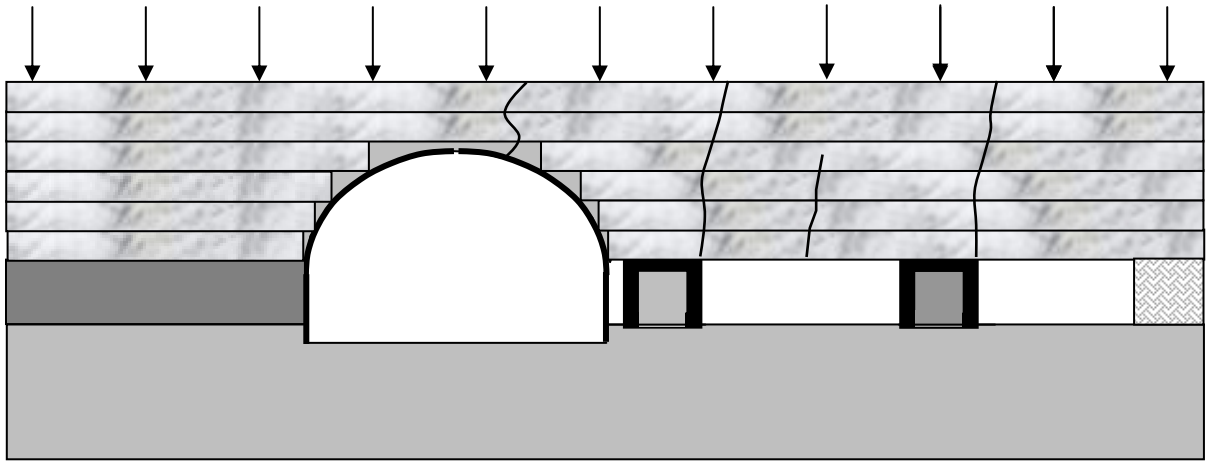


Рис. 2. Характер образования трещин в кровле пласта со стороны выработанного пространства

При анализе полученных в процессе физического моделирования результатов в качестве базовой принята модель серии №1, соответствующая реально существующему объекту. Остальные серии моделей в первую очередь сравнивались с базовой, а затем между собой.

Наиболее неудовлетворительные характеристики имеет охранная конструкция по варианту №2, где использована одна полоса из малопрочного материала, устанавливаемая на минимальном расстоянии от штрека.

Сдвоенная полоса с малопрочного материала имеет гораздо лучшие характеристики, обеспечивая плавное уменьшение геометрических размеров выработки по мере возрастания давления. Остальные варианты полос разножесткие. Во всех исследуемых вариантах ближняя полоса выполнена из менее прочного материала, а дальняя – из более прочного. Варьируемым параметром является расстояние между полосами.

Вариант №3 с двумя рядом расположенными разножесткими полосами показал оптимальные характеристики. Его преимущества заключаются в следующем:

– обеспечение взаимного бокового подпора разножестких полос;

– перенос точки обламывания породной консоли в глубину выработанного пространства;

– перенос зоны выдавливания почвы пласта в выработанное пространство.

Данный вариант обеспечивает наибольшее сохранение сечения выработки по сравнению с остальными вариантами при одинаковых нагрузках. Следует отметить также плавный характер изменения геометрических размеров выработки при постепенном возрастании нагрузки.

Наличие промежутка между литыми полосами приводит к возможности проявления боковых деформаций обоих боковых сторон каждой из полос. Это приводит к разрушению более слабой по отношению к действующей на нее нагрузке полосы, а затем и оставшейся. Помимо этого происходит концентрация растягивающих напряжений в кровле между полосами с образованием трещины. Суперпозиция данных эффектов приводит к появлению участка с резким снижением сечения при нагружении модели. Положение указанного участка различно для различных серий моделей.

Специальный вариант (№9) предусматривает использование в пространстве между полосами двух рядов стоек в виде органной крепи для уменьшения деформаций непосредственной кровли. Данный вариант также оказался достаточно эффективен с точки зрения геомеханики. Однако технология возведения комбинированной охранной конструкции по данному варианту несколько сложнее по сравнению с остальными.

Варианты №3 и №9 являются наиболее оптимальными с точки зрения геомеханики. Сравнительные характеристики обоих указанных вариантов по фактору изменения поперечного сечения представлены на рис. 3. Рисунок свидетельствует, что разница в характере изменения моделей по варианту №3 и №9 практически находится в пределах погрешностей. Оба варианта могут быть рекомендованы для практического выполнения. Результаты работы составили базу для разработки регламентов поддержания выемочных штреков.

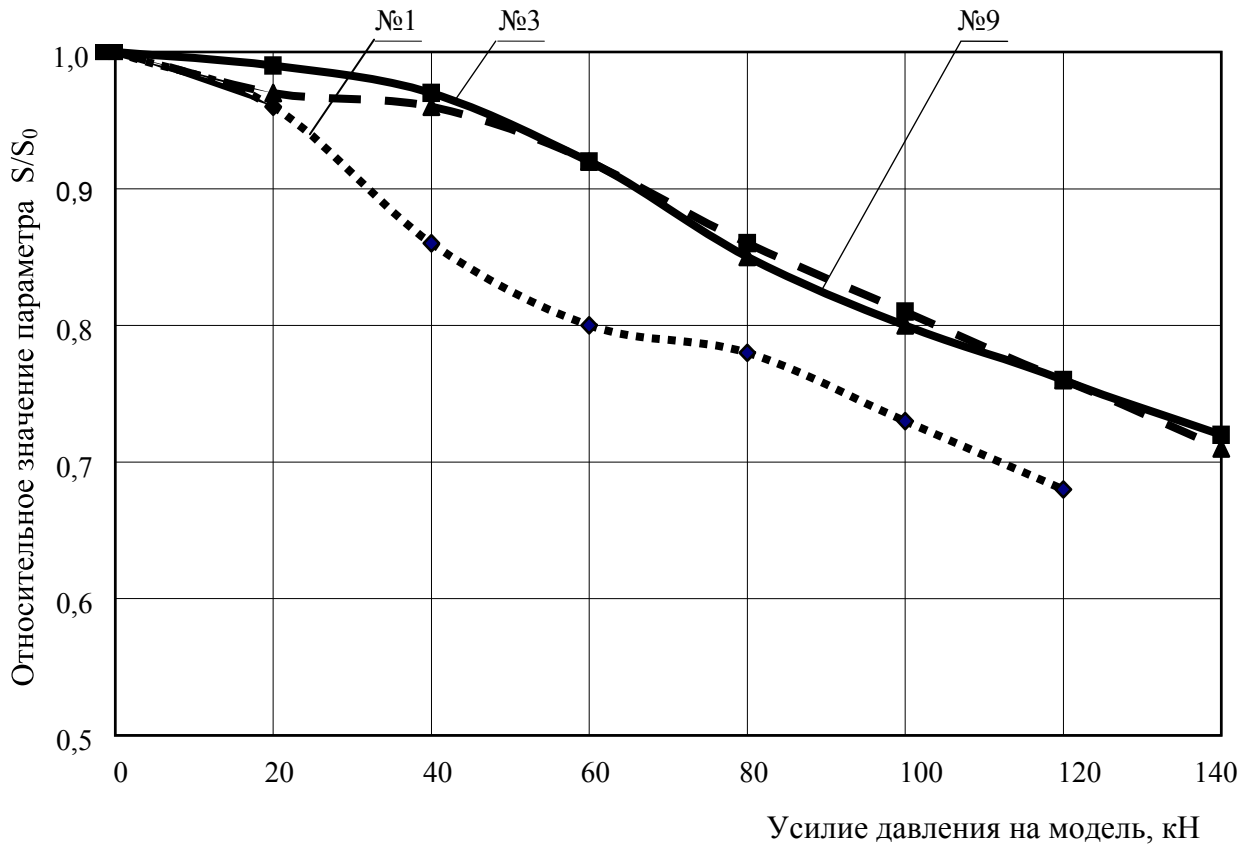


Рис. 3. Изменение сечения выработки при нагружении для моделей серий №1, №3, №9

Список литературы

1. Генте М. Возведение околоштрековых полос из гидравлических вяжущих материалов / Глюкауф. – 1970. – №2. – С. 13-24.

2. Нелачны П. Способы обеспечения устойчивости подготовительных выработок в шахте «Земовит» / П. Нелачны, К. Сетляк, Л. Седлак // Новые технологии подземного строительства и добычи полезных ископаемых: мат. междунар. научн.-техн. конф. – Алчевск: ДонГТУ, 2008. – С. 34-36.

3. Байсаров Л.В., Охрана штреков литыми полосами при разработке пологих пластов средней мощности // Л.В Байсаров., М.А Ильяшов., А.И. Демченко /Уголь Украины. – 2001. – №9. – С. 3-6.

4. Байсаров Л.В. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых выработок / Л.В. Байсаров, М.А. Ильяшов, А.И. Демченко. – Днепропетровск: ЧП «Лира ЛТД», 2005. – 240 с.

УДК 622.232.72

© В.В. Косарев,
Н.И. Стадник,
П.А. Горбатов

МЕХАТРОННЫЙ ПОДХОД К ПРОЕКТИРОВАНИЮ СЛОЖНЫХ ГОРНЫХ МАШИН

Уперше запропоновані й обґрунтовані ознаки для віднесення складних гірничих машин до класів мехатронізованих і мехатронних систем. Сформульовано сутність і показані переваги мехатронного підходу до розглянутих машин при їхньому проектуванні. Виконано аналіз особливостей побудови й функціонування підсистем автоматизованого керування очисних комбайнів мехатронного класу.

Впервые предложены и обоснованы признаки для отнесения сложных горных машин к классам мехатронизированных и мехатронных систем. Сформулирована сущность и показаны преимущества мехатронного подхода к рассматриваемым машинам при их проектировании. Выполнен анализ особенностей построения и функционирования подсистем автоматизированного управления очистных комбайнов мехатронного класса.

For the first time attributes for reference of complex mine machines to classes mechanotronic systems are offered and proved. The essence is formulated and advantages mechanotronic the approach to considered machines are shown at their designing. The analysis of features of construction and functioning of subsystems of automated management of clearing combines a mechanotronic class is executed.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В числе основных направлений совершенствования сложных горных машин – повышение уровня интеллектуализации процесса управления ними на основе расширения использования средств автоматизации, обеспечивающих достижение более высоких технико-экономических показателей и улучшение условий труда рабочих.

Повышение качества проектирования горных машин новых поколений с развитыми подсистемами управления функциональными движениями их рабочих органов является актуальной научно-технической проблемой. Для решения этой проблемы необходимо решение ряда новых задач научного и практического характера. К числу таких задач относится разработка концептуальной характеристики сложных горных машин с позиций мехатронного подхода при их анализе, синтезе и оптимизации, принятого в наиболее развитых отраслях машиностроения ведущих стран мира.

Анализ исследований и публикаций. В работах [1-4] рассмотрены некоторые особенности построения и функционирования выемочных комбайнов с частотно-регулируемым электроприводом, а также других горных машин, характеризующихся высокой степенью сложности управления. В работах [1, 2] впервые было сформулировано концептуальное положение о необходимости обязательного использования мехатронного подхода при проектировании указанных машин, заключающегося, прежде всего, в рассмотрении как изначально технически равноправных всех составляющих таких объектов – как традиционных для механики (механических, электротехнических и гидравлических), так и интеллектуальных и электронных компонентов. Вместе с тем следует отметить, что указанные исследования [1-4] охватывают решение сравнительно узких задач, не являются системными и поэтому не претендуют на уровень концептуальной характеристики сложных горных машин как мехатронных систем.

Постановка задач. В настоящей работе решаются следующие взаимосвязанные задачи:

- установить признаки для отнесения горных машин к классам мехатронизированных и мехатронных систем;
- сформулировать сущность мехатронного подхода к горным машинам при их анализе, синтезе и оптимизации;
- на характерном примере сложной горной машины нового поколения рассмотреть

особенности построения и функционирования её подсистемы автоматизированного управления и доказать правомочность отнесения этого объекта к классу мехатронных систем;

- сформулировать преимущества использования мехатронного подхода при проектировании современных горных машин.

Изложение материала и результаты. В связи с развитием информационных технологий в настоящее время, ведущей мировой тенденцией в машиностроении является переход от механики к мехатронике, являющейся своеобразной современной философией проектирования сложных управляемых технических объектов. *Мехатроника* – это новая область науки и техники, занимающаяся созданием качественно новых машин с программным компьютерным управлением, их функциональными операциями, и базирующаяся на синергетической интеграции механических, электротехнических и гидравлических компонентов с электронными и компьютерными.

Синергетика – наука, в которой исследуется совместное действие различных компонентов объектов. Синергетика – это современная теория самоорганизации систем изменением характеристик их функционирования на основе самоприспособления (адаптивности) к изменению внешних факторов, параметров внешней среды. Под синергетической интеграцией подразумевается придание объекту качественно новых технико-экономических свойств на основе столь глубокого объединения в одном агрегате неразрывно связанных компонентов разной технической природы, что они действуют как единый функциональный и конструктивный организм.

Проанализируем особенности развития сложных горных машин (очистные и проходческие комбайны, механизированные крепи и др.) и горного оборудования более высокого уровня в виде соответствующих комплексов и агрегатов с позиций мехатронного подхода.

Сложные горные машины прежних поколений, созданные в конце прошлого века, в качестве основных структурных элементов включали тесно взаимосвязанные механические, электротехнические и гидравлические компоненты. В состав подсистем управления этих технических объектов могли входить средства автоматизации с использованием электронных, в т.ч. микроэлектронных компонентов, которые обеспечивали решение задач автоматизации некоторых функциональных операций. Как правило, при разработке рассматриваемых машин, указанные средства формировались уже на завершающих стадиях проектно-конструкторских работ. Такие машины характеризовались доминированием энергетических и динамических процессов, протекающих в их узлах, т.е. по сути являлись энерго-динамическими объектами.

В дальнейшем расширялось применение микроэлектронной техники, начали использоваться микропроцессорные вычислительные устройства с заранее жестко заданными функциональными программами. В последнее время в составе систем управления стали применять также современные компьютерные компоненты на основе программируемых контроллеров.

Внедрение достижений информационных технологий ускорило повышение уровня интеллектуализации процесса управления сложными машинами для подземной добычи угля. Горные машины новых поколений с современным компьютерным управлением, их функциональными операциями характеризуются доминированием не только энергетических и динамических, но и информационных процессов, т.е. являются энерго-динамическими и информационными объектами. Эти машины следует отнести к классу мехатронизированных систем.

Интеллектуальная компонента для класса мехатронизированных горных машин в общем случае должна выполнять следующие задачи:

1) управление с рациональной степенью интеллектуализации функциональными движениями их рабочих органов с требуемыми характеристиками и параметрами;

2) необходимые виды защит от различного рода технологических перегрузок и нештатных ситуаций;

3) функции сервисного характера, улучшающие качество эксплуатации оборудования (например, диагностическое обеспечение контроля технического состояния узлов в режиме мониторинга).

Компьютерная составляющая в составе современных мехатронных машин призвана

обеспечить достижение ими значительно более высоких технологических показателей, создание максимально безопасных и комфортных условий работы.

Безусловно, горные машины, созданные в разное время и разными разработчиками, характеризуются различным уровнем:

– интеграции их традиционных (механических, электротехнических и гидравлических) структурных элементов с информационными (микроэлектронными и компьютерными) компонентами;

– интеллектуализации процесса управления на основе использования микропроцессорной вычислительной техники.

Изложенное позволяет говорить о разных уровнях мехатронизации рассматриваемых горных машин.

Наиболее высоким уровнем мехатронизации, в настоящее время, обладают горные машины новых поколений, степень сложности управления которыми не позволяет обеспечить необходимый уровень их функционирования, т.е. работу с требуемыми характеристиками и параметрами, человеком-оператором без использования соответствующей аппаратуры автоматизации. Подсистемы автоматизированного управления этими объектами, наряду с вышеуказанными задачами автоматизации, выполняют важнейшую обязательную функцию – обеспечивают необходимый уровень функционирования рассматриваемых машин. Такие объекты с наиболее высокими степенями интеграции структурных компонентов и интеллектуализации процесса управления следует отнести к классу мехатронных, а не мехатронизированных горных машин. Это относится, например, к выемочным машинам при применении электрических регуляторов скорости на основе частотно-регулируемого электропривода; к струговым очистным механизированным комплексам при реализации дозированной выемки угля и последовательной пилообразной схемы передвижки секций агрегатированной крепи; к конвейероструговым очистным агрегатам, обеспечивающим фронтальную схему зарубки и отбойки угля и фронтально-групповую передвижку секций крепи с выводом обслуживающего персонала из лавы.

Анализ, синтез и структурно-параметрическая оптимизация таких систем должны выполняться только на основе мехатронного подхода, т.е. базироваться на изначально одинаково важных, технически равноправных, органически связанных механических, электротехнических, гидравлических, микроэлектронных (электронных) и компьютерных компонентах.

Для доказательства вышеуказанных положений рассмотрим особенности управления мехатронными объектами на примере созданных Донгипроуглемашем очистных комбайнов нового поколения (КДК400, КДК500, КДК700, УДК300), оснащенных двумя встроенными подсистемами подачи с частотно-регулируемым асинхронным электроприводом и жестким тяговым органом.

На рисунке, на качественном уровне представлены естественные статические механические характеристики указанных электродвигателей с короткозамкнутым ротором при разных значениях частоты f_1 (рис. *а*) и действующего значения напряжения U (рис. *б*) питающей электросети.

Здесь: M, $M_к$, n, $n_к$ – текущие и критические (индекс «*к*») значения момента, Нм, и частоты вращения ротора, об/мин, электродвигателя; n_c – синхронная частота вращения ротора, об/мин.

Зависимости, описывающие основные параметры рабочего участка ($0 \le S \le 1{,}2\ S_н$) статических механических характеристик электродвигателей, следующие [2]:

$$n = n_c(1-S) = \frac{60\,f_1}{p}(1-S); \tag{1}$$

$$M_к = \frac{3\cdot U^2\cdot p}{4\pi\, f_1\cdot\left(r_1+\sqrt{r_1^2+\left[2\pi\, f_1(L_1+L_2')\right]^2}\right)} \approx \frac{3\cdot U^2\cdot p}{8\pi^2\, f_1^2(L_1+L_2')} = a\frac{U^2}{f_1^2}; \tag{2}$$

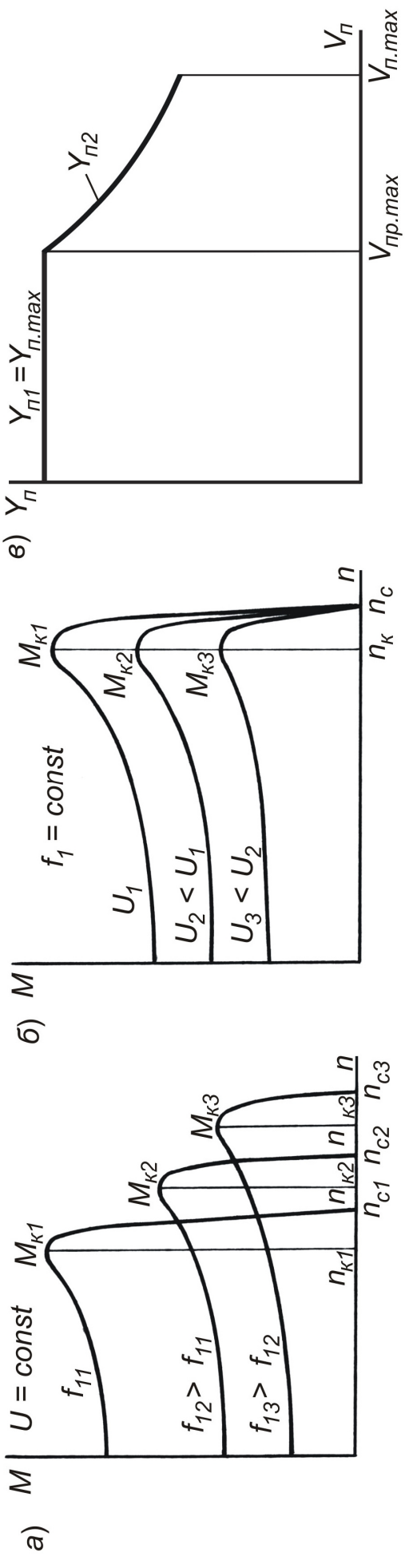


Рисунок – Статические механические характеристики для подсистем подачи очистных комбайнов с частотно-регулируемым электроприводом

$$S_к = \frac{r_2'}{\sqrt{r_1^2 + \left[2\pi \cdot f_1(L_1 + L_2')\right]^2}} \approx \frac{r_2'}{2\pi \cdot f_1(L_1 + L_2')} = \frac{d}{f_1}. \quad (3)$$

Формула (3) справедлива при $U = const$.

Здесь: S, $S_н$, $S_к$ – текущее, номинальное и критическое значения скольжений электродвигателя; p – число пар полюсов; r_1 – активное сопротивление статора (в первом приближении для рассматриваемых задач им можно пренебречь); r_2' – приведенное активное сопротивление ротора; L_1, L_2' – индуктивности статора и приведенное ротора; a, d – коэффициенты пропорциональности.

На рис. *в* в идеализированном виде представлена реализованная в технических решениях статическая механическая (или тягово-скоростная) характеристика подсистем подачи рассматриваемых очистных комбайнов.

Здесь Y_n – тяговое усилие, V_n – скорость подачи.

На первом участке этой характеристики, соответствующем частотам питающей сети $f_1 \le f_c$ (где $f_1 = 50$ Гц – номинальная частота) и используемом при режимах работы комбайна по выемке, реализуются соотношение (правило М.П. Костенко):

$$\frac{U_1}{f_{11}} = \frac{U_2}{f_{12}} = ... = const\,. \quad (4)$$

На рис. *в* $V_{пр.max}$ – максимальная рабочая скорость подачи, соответствующая $f_1 = f_c$; $Y_{n1} = Y_{n.max}$ – максимальное при выемке угля значение тягового усилия, соответствующее номинальному моменту $M_н$ каждого из двигателей подсистем подачи.

При этом подсистемами управления поддерживается стабильность значений:

– критических моментов $M_к$, см. зависимости (2) и (4);

– перегрузочной способности λ каждого из двигателей.

Используя формулу Клосса, можно записать:

$$\lambda = \frac{M_к}{M_н} = \frac{1 + \kappa^2}{2\kappa}, \quad (5)$$

где $\kappa = S_н \cdot S_к^{-1}$ – безразмерный параметр, имеющий при реализации соотношения (4) стабильное значение.

Максимальная мощность на подачу при выемке соответствует допускаемой по фактору нагрева обмоток тепловой мощности электродвигателей при работе в режиме S1 и определяется по формуле:

$$P_{v.max} = q Y_{n.max} \cdot V_{пр.max}, \quad (6)$$

где q – коэффициент пропорциональности.

На втором участке характеристики, рис. *в*, представлена зависимость тягового усилия Y_{n2} от используемой, как правило, для маневровых перемещений машины скорости подачи $V_{n2} \in (V_{пр.max}; V_{n.max}]$ при $U = const$ и регулировании частоты сети $f_1 \in (f_c;\ f_{1\,max}]$. Здесь $V_{n.max}$ – максимальная скорость подачи при $f_1 = f_{1max}$; f_{1max} – максимальное значение частоты f_1, принятое для конкретного технического решения. Зависимость $Y_{n2} = Y_{n2}(V_{n2})$ соответствует постоянству ограничивающего фактора – допускаемой тепловой мощности $P_д$ двигателей (учет КПД подсистем подачи здесь для упрощения изложения материала не рассматривается):

$$P_д = P_{v.max} = q\, Y_{n2}\, V_{n2} = const\,. \quad (7)$$

Текущее значение среднего уровня тягового усилия при работе комбайна на обоих участках характеристики, представленной на рис. *в*, определяется величиной технологической нагрузки для подсистем подачи.

В состав подсистем управления рассматриваемых очистных комбайнов входят преобразователи частоты и комплексы технических средств управления на основе электронных и микроэлектронных структурных единиц и компьютерных компонентов в виде программируемых контроллеров, адаптированных к работе в подземных условиях.

Преобразователи частоты формируют требуемые законы изменения U и f_1 и, следовательно, необходимые искусственные статические механические характеристики электродвигателей в соответствии с управляющими воздействиями, которые обеспечивают комплексы технических средств управления.

Как видно из вышеприведенного материала при отсутствии указанных преобразователей частоты и комплексов невозможно обеспечить реализацию даже самого простого режима поддержания заданного стабильного значения скорости подачи V_n человеком-оператором. Изложенное позволяет сформулировать вывод о правомочности отнесения рассматриваемых объектов к классу мехатронных систем, обладающих высокими степенями интеграции всех их структурных элементов и интеллектуализации процесса управления.

Использование мехатронного подхода при проектировании современных горных машин позволяет:

– получить высокое качество, эффективность и безопасность управления сложными функциональными движениями их рабочих органов;

– улучшить динамические характеристики машины;

– реализовать модульный принцип построения мехатронизированных и мехатронных узлов или блоков с минимальным числом звеньев и кинематических пар, что дает возможность улучшить техническое обслуживание, создать предпосылки для унификации и мобильной адаптации горного оборудования к разным условиям эксплуатации;

– улучшить массо-габаритные характеристики, повысить надежность, снизить стоимость объектов.

Современный этап развития сложных горных машин можно охарактеризовать как переход от мехатронизированных объектов к мехатронным.

Выводы и направления дальнейших исследований. Впервые разработанную концептуальную характеристику сложных горных машин с позиций мехатронного подхода при их анализе, синтезе и оптимизации можно рассматривать в качестве этапа при решении проблемы улучшения качества проектирования рассматриваемых объектов нового поколения на основе повышения уровня интеллектуализации процесса управления ними. В дальнейшем предполагается разработка концепции оптимального проектирования очистных и проходческих стреловидного типа комбайнов новых поколений как мехатронных систем.

Список литературы

1. Горбатов П.А., Лысенко Н.М., Воробьев Е.А. Оптимальное проектирование очистных комбайнов как сложных систем// Горные машины и автоматика. – М.: Машиностроение, 2001. – №6. – С. 9-13.

2. Горбатов П.А., Петрушкин Г.В., Лысенко Н.М. Горные машины и оборудование – В 2-х т. – Донецк: РИА ДонНТУ, 2003. – Т.1 – 295 с.; Т.2 – 201с.

3. Горбатов П.А. Научные основы разработки мехатронных систем приводов исполнительных органов проходческих комбайнов. // Горные машины и автоматика. – М.: Новые технологии, 2004. – №7. – С. 42-44.

4. Горбатов П.А., Хиценко Н.В., Кислун А.В. Установление рациональных параметров обработки забоя проходческим комбайном с мехатронной подсистемой привода.// Научные труды международной научно-технической конференции «Горное оборудование – 2005». – Донецк: ДонНТУ, 2005. – С. 46-53.

УДК 622.281.9

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

ИССЛЕДОВАНИЕ НДС БЕРМЫ И ПОЧВЫ ВЫЕМОЧНОГО ШТРЕКА, ОХРАНЯЕМОГО ЛИТОЙ ПОЛОСОЙ С РАЗГРУЗОЧНОЙ ПОЛОСТЬЮ

Наведено закономірності зміни НДС берми й підошви виїмкового штреку залежно від геометричних параметрів литої смуги з розвантажувальною порожниною і властивостей вуглевміщуючої товщі.

Приведены закономерности изменения НДС бермы и почвы выемочного штрека в зависимости от геометрических параметров литой полосы с разгрузочной полостью и свойств углевмещающей толщи.

Dependences of stress-deformed change in berm and footwall of preparatory working are resulted depending on geometrical parameters of the cast strip with the unloading cavity and properties of rockmass.

Опыт эксплуатации выемочных штреков при безцеликовой технологии отработки угольных пластов однозначно утверждает, что устойчивость бермы под охранной конструкцией оказывает значительное влияние на устойчивость выработки в целом. Разрушение бермы приводит не только к снижению реакции охранной конструкции, но и ее разрушению из-за крайне неравномерной реакции воздействия со стороны нарушенной почвы пласта. В этой связи исследованы в вычислительных экспериментах на геомеханической модели [1] закономерности изменения максимумов приведенных напряжений σ^{δ}_{max} в берме и почве выемочного штрека при регулировании параметров литой полосы с разгрузочной полостью. В первую очередь проанализированы закономерности влияния параметров l_1, l_2 / l_1 и δ на относительный максимум $\sigma^{\delta}_{max} / \left(\sigma^{\delta}_{max}\right)_{max}$ приведенных напряжений в берме (здесь l_1 – ширина полосы, l_2 и δ – ширина и высота разгрузочной полости). Величина абсолютного максимума $\left(\sigma^{\delta}_{max}\right)_{max}$ в исследуемом диапазоне соответствует таким параметрам литой полосы: $l_1 = 1$ м, $l_2 / l_1 = 0{,}4$; $\delta = 0{,}1$ м.

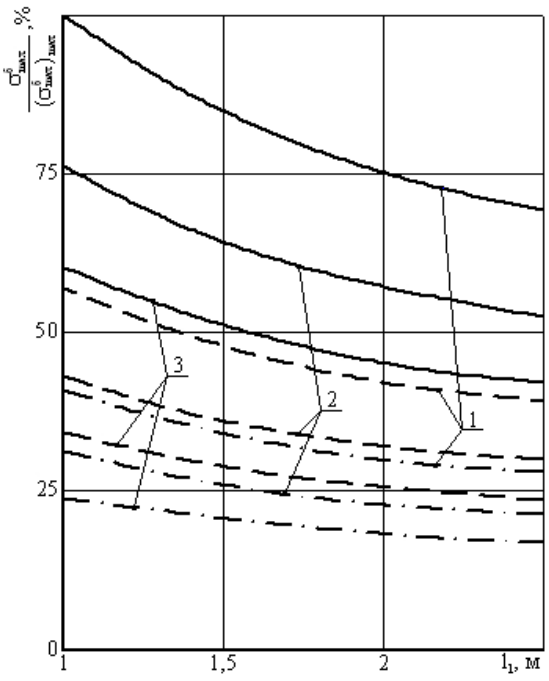


Рис. 1. Закономерности изменения относительного максимума $\sigma^{\delta}_{max} / \left(\sigma^{\delta}_{max}\right)_{max}$ приведенных напряжений в берме от геометрических параметров литой полосы:
1 – $l_2 / l_1 = 0{,}4$; 2 – $l_2 / l_1 = 0{,}5$;
3 – $l_2 / l_1 = 0{,}6$;
—— $\delta = 0{,}1$ м; - - - $\delta = 0{,}2$ м; - · - · $\delta = 0{,}3$ м

Влияние ширины l_1 литой полосы имеет нелинейный характер (рис. 1), что указывает на неравномерность силового взаимодействия по поверхности контакта полосы и бермы, а также на воздействие стойки рамной крепи. С увеличением l_1 максимум σ^{δ}_{max} снижается, так как увеличивается площадь контакта полосы и бермы и, соответственно, снижается нагрузка на последнюю. По этим причинам влияние l_1 заметно ниже (при увеличении l_1 с 1 м до 2,5 м σ^{δ}_{max} уменьшается на 41...50%), чем при традиционном представлении о равномерном нагружении охранной конструкции.

В большей степени на величину σ_{max}^{δ} оказывают влияние параметры l_2 / l_1 и δ разгрузочной полости. Так, при увеличении l_2 / l_1 в 1,5 раза (с 0,4 до 0,6) максимум σ_{max}^{δ} снижается в 1,63…1,71 раза; при возрастании δ с 0,1 м до 0,3 м величина σ_{max}^{δ} уменьшается в 2,40...2,48 раз. Это объясняется следующими причинами. В большинстве вариантов концентрация σ^{δ} располагается в области бермы, примыкающей к стойке рамы, что обусловлено воздействием последней и близостью к обнаженной поверхности стенки выработки. Здесь в определенной мере прослеживается аналогия с классической теорией П.М. Цимбаревича о формировании призм сползания в боках выработки.

Следовательно, формирование (над данной областью бермы) в литой полосе разгрузочной полости увеличенных размеров приводит к более интенсивному снижению нагрузки на наиболее неустойчивую часть бермы, примыкающей к выработке.

В совокупности геометрические параметры литой полосы (в исследуемом диапазоне их вариации) могут изменять величину σ_{max}^{δ} до 5,9 раз, что указывает на достаточную эффективность разгрузки бермы посредством регулирования параметрами литой полосы.

Закономерности изменения абсолютных значений максимумов σ_{max}^{δ} с ростом глубины разработки H приведены на рис. 2 для некоторых наиболее «разнополюсных» вариантов при усредненных значениях $h^{II} = 6{,}6$ м, $l_1 = 1{,}5$ м, $l_2 / l_1 = 0{,}5$ и $\delta = 0{,}2$ м. Особенности влияния геомеханических параметров на НДС породной бермы выемочного штрека подробно описаны в [1]; здесь же мы ограничимся обобщенными выводами по компоненте σ_{max}^{δ}:

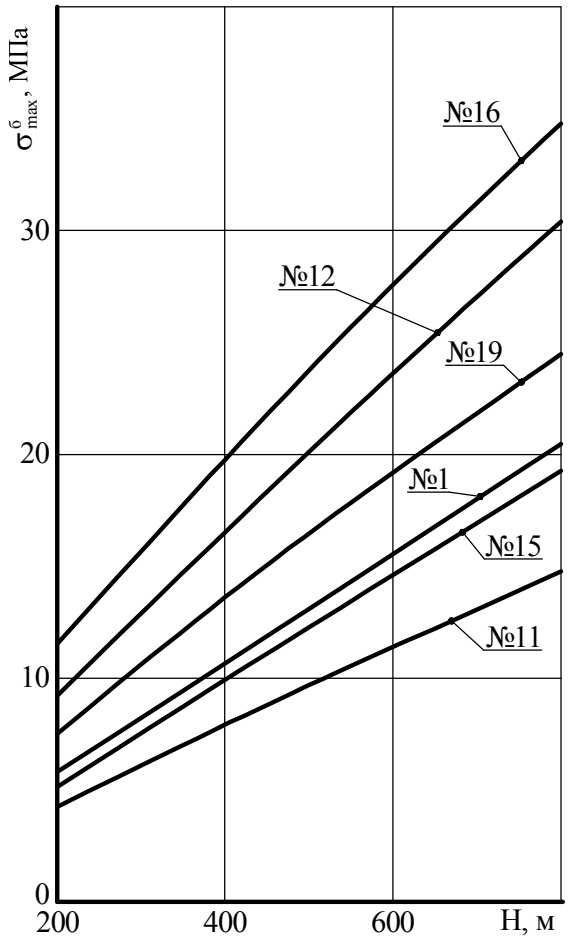


Рис. 2. Закономерности изменения максимума приведенных напряжений σ_{max}^{δ} в породной берме по вариантам [1] соотношения деформационных характеристик слоев углевмещающей толщи

– величина σ_{max}^{δ}, помимо прочего, зависит от нагрузки на литую полосу, а значит, от длин пролетов породных блоков в зоне шарнирно-блокового сдвижения. Поэтому тенденции связи σ_{max}^{δ} с геомеханическими параметрами отчасти схожи с таковыми для литой полосы;

– с увеличением размеров h^{II} зоны обрушенных пород вокруг выемочного штрека и l_1 наблюдается тенденция роста σ_{max}^{δ}. Рост мощности h^{II} непосредственной кровли увеличивает, как правило, нагрузку на литую полосу и, соответственно, на берму. Это обусловлено повышенным прогибом основной кровли за счет уплотнения обрушенных пород увеличенной мощности. Кроме того, с увеличением l_1 возрастают длины породных консолей в основной кровле, и растет нагрузка на литую полосу, частично, передающаяся на берму;

– чем меньше модули деформации $E_i^{об}$ обрушенных пород, тем меньше по величине и более равномерно распределенная нагрузка передается на литую полосу и почву пласта около нее и тем меньше σ_{max}^{δ} в породной берме;

– чем жестче породы почвы пласта, тем больше (при одной и той же деформации) напряжения в берме, являющейся частью почвы;

– более жесткие слои непосредственной кровли создают повышенные размеры и концентрацию НДС в опорной зоне со стороны смежного выемочного участка. Это провоцирует повышенное НДС и в берме.

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

$$\sigma_{max}^{\delta} = \left\{\left[0{,}265 + 0{,}055\cdot 10^{-4}\left(E_2^I + 0{,}4E_3^I - 1{,}2E_1^I\right)\right]\frac{H}{100} + 7{,}14\cdot 10^{-4}\left(h^{II}\cdot L_1\right)^{0{,}3}\times\right.$$
$$\times\left(0{,}8E_1^{об} + 0{,}5E_2^{об} + 0{,}2E_3^{об}\right)\left(\frac{0{,}5E^{поч} + 0{,}7E_1^{II} + E_2^{II}}{1{,}5E_1^I + E_2^I}\cdot\frac{H}{100}\right)^{0{,}7} + \qquad (1)$$
$$\left. + 0{,}15\cdot 10^{-2}\sqrt{E^{поч}\frac{H}{100}}\right\} l_1^{0{,}84}\cdot l_2^{-1{,}25}\cdot\delta^{-0{,}82},$$

где индексы *«I»* и *«II»* при параметрах обозначают зоны шарнирно-блокового сдвижения и обрушения пород кровли соответственно, а индексы «1», «2», «3» – номер породных слоев соответствующих зон, L_1 – ширина разупрочненного массива со стороны нетронутого угольного пласта.

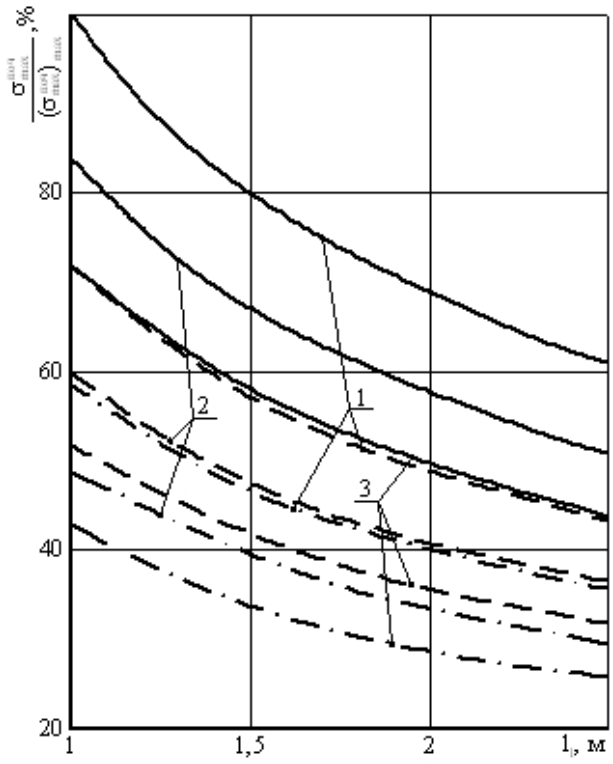


Рис. 3. Закономерности изменения относительного максимума $U_{max}^{поч}/\left(U_{max}^{поч}\right)_{max}$ полных перемещений почвы выработки от геометрических параметров литой полосы: 1 – $l_2/l_1 = 0{,}4$; 2 – $l_2/l_1 = 0{,}5$; 3 – $l_2/l_1 = 0{,}6$;
—— $\delta = 0{,}1$ м; - - - $\delta = 0{,}2$ м; - · - $\delta = 0{,}3$ м

Изучение степени влияния геометрических параметров литой полосы на относительную величину пучения пород почвы выработки $U_{max}^{поч}/\left(U_{max}^{поч}\right)_{max}$ наиболее объективно показывает эффективность ограничения пучения с помощью регулирования параметрами l_1, l_2/l_1, и δ.

По результатам расчетов НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» установлены следующие закономерности (рис. 3) влияния геометрических параметров литой полосы на максимум перемещения $U_{max}^{поч}$ пород почвы выемочного штрека.

Увеличение ширины l_1 литой полосы приводит к снижению максимума $U_{max}^{поч}$ перемещения почвы выработки по двум причинам.

Первая – рост площади передачи нагрузки от литой полосы через берму на почву, что обуславливает снижение ее напряженности.

Вторая – максимум перемещений находится в районе опоры стойки со стороны выработанного пространства, то есть как раз в зоне активного влияния литой полосы.

Снижение максимума $U_{max}^{поч}$ в почве происходит также при увеличении размеров l_2/l_1 и δ разгрузочной полости, что обусловлено, с одной стороны, перемещением опорного давления на литую полосу вглубь выработанного пространства, а, с другой стороны, разгрузкой бермы и почвы выработки как раз в области максимального пучения.

Установлено уравнение регрессии связи относительного максимума $U_{max}^{\text{поч}} / \left(U_{max}^{\text{поч}}\right)_{max}$ перемещений почвы выработки с геометрическими параметрами литой полосы

$$U_{max}^{\text{поч}} / \left(U_{max}^{\text{поч}}\right)_{max} = \frac{l_1^{0,26}}{l_2^{0,8} \cdot \delta^{0,48}}. \quad (2)$$

Установленные закономерности указывают на достаточно широкий диапазон (до 3,8 раз) изменения максимума перемещения почвы выемочного штрека за счет регулирования геометрических параметров литой полосы с разгрузочной полостью.

Выводы

1. Расчетом массива вариантов НДС системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» при переменных геометрических параметрах последней выявлено их существенное влияние на напряженное состояние основных элементов, определяющих устойчивость выработки. Это доказывает возможность и целесообразность использования геометрических параметров литой полосы с разгрузочной полостью в качестве инструмента для управления устойчивостью выемочного штрека.

2. Устойчивость выемочного штрека во многом определяется состоянием бермы, максимум приведенных напряжений в которой может изменяться до 5,9 раз в исследуемом диапазоне вариации параметров l_1, l_2 / l_1, и δ литой полосы.

3. Расчетами установлено, что максимум перемещений почвы выемочного штрека может быть ограничен до 3,8 раз выбором соответствующих значений l_1, l_2 / l_1, и δ, что также способствует улучшению состояния выемочного штрека. Таким образом, совокупность закономерностей связи НДС основных элементов системы «породный массив-выемочный штрек-литая полоса» с геометрическими параметрами последней позволяет (при их оптимизации) реализовать основную цель исследований – повышение устойчивости выемочного штрека для обеспечения возможности его повторного использования.

4. Закономерности связи максимумов приведенных напряжений с параметрами l_1, l_2 / l_1, и δ для литой полосы и породной бермы имеют в основном противоположные тенденции, что обуславливает существование оптимальных сочетаний параметров литой полосы, при которых одновременно оба максимума будут иметь минимальные значения, что тождественно повышению устойчивости как литой полосы, так и породной бермы.

Список литературы

1. Геомеханика взаимодействия элементов системы «породный массив-выемочная выработка-охранная конструкция» /Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Коваль А.И. – Днепропетровск: Системные технологии, 2007. – 209 с.

УДК 622.28(035):622.28.44

© Н.В. Тищенко,
В.Г. Черватюк,
А.Ф. Нехрещенюк,
И.А. Ковалевская

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ УПРОЧНЕНИЯ АНКЕРАМИ ПРИКОНТУРНЫХ ПОРОД ПЛАСТОВЫХ ВЫРАБОТОК НА ШАХТАХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Розглянуті ресурсозберігаючі анкерні і рамно-анкерні технології підвищення стійкості підземних виробок в умовах ВАТ «Павлоградвугілля».

Рассмотрены ресурсосберегающие анкерные и рамно-анкерные технологии повышения устойчивости подземных выработок в условиях ОАО «Павлоградуголь».

Are considered saferesorses of anchors and arch-anchors technologies of increase of stability of underground developments in conditions of SC «Pavlogradcoal».

Мировой опыт применения анкеров для обеспечения устойчивости подземных горных выработок свидетельствует о значительных экономических преимуществах данного вида крепи, позволяющих резко сократить материальные и трудовые затраты, повысить производительность труда и безопасность работ. Это достигается за счет вовлечения с помощью анкерной крепи приконтурного породного массива в работу по сопротивлению силам гравитации, то есть используются (в той или иной степени) прочностные свойства самого массива и нет необходимости в установлении материалоемких конструкций крепей для поддержания горных выработок.

Указанные преимущества анкерной крепи послужили толчком к ее широкому применению в горнодобывающих отраслях промышленности.

К настоящему времени в отечественной и зарубежной практике известно более 600 различных конструкций анкеров [1]. Существующее многообразие анкерных крепей, как правило, подразделяют на два больших класса – замковые, входящие в контакт с породными стенками шпура на относительно небольшом участке его поверхности, и беззамковые, закрепляемые по всей или большей части длины шпура [2, 3]. Оба выделенных класса конструкций анкеров имеют свои преимущества и недостатки, которые необходимо всесторонне проанализировать как с точки зрения геомеханики, так и с точки зрения технико-экономических показателей работы предприятия, имея конечной целью создание конструкции анкера с наиболее рациональным режимом взаимодействия с породными стенками шпура и породным массивом в целом при относительно невысокой его стоимости.

При исследовании и критическом анализе современных конструкций анкеров сформулированы три основных критерия, характеризующих эффективность применения той или иной конструкции анкерной крепи для поддержания горных выработок.

С точки зрения геомеханики процесса упрочнения приконтурного породного массива первый критерий выдвигает требования по достижению рациональной деформационно-силовой характеристики анкера. Упрочненный анкерами приконтурный породный массив в современных теориях рассматривается как грузонесущая конструкция, воспринимающая нагрузку со стороны разупрочняющегося деформирующегося породного массива и выполняющая роль крепи выработки. Для обеспечения эффективного поддержания горных выработок деформационно-силовая характеристика этой крепи должна: во-первых, соответствовать величине и характеру проявлений горного давления, то есть несущая способность упрочненной анкерами породной оболочки должна быть не менее величины нагрузки со стороны породного массива, а ее податливость – не менее прогнозируемой величины смещения породного контура при данной величине реакции отпора крепи.

Во-вторых, деформационно-силовая характеристика упрочненной породной оболочки должна обеспечивать максимальную степень совместности деформирования отдельных слоев и блоков, слагающих неустойчивые породы, с целью снижения нагрузки на крепь. В этой связи рядом исследований установлено [4, 5…9], что наиболее рациональной является деформационно-силовая характеристика крепи, отражающая ее работу в режиме постоянного сопротивления с величиной реакции, близкой к прогнозируемой нагрузке на крепь от веса пород зоны обрушения.

Таким образом, для эффективного поддержания горной выработки анкерная крепь должна сформировать грузонесущую конструкцию, которая бы работала в режиме постоянного сопротивления (или близком к нему) с реакцией отпора и величиной податливости, равными или превышающими прогнозируемые нагрузку на крепь и смещения породного контура.

Третий критерий характеризует экономическую эффективность применения различных конструкций анкеров и формулирует следующие требования:

– относительно невысокая стоимость изготовления анкера;

– высокая производительность труда при установке анкеров;

– возможность повторного (многократного) использования анкеров.

Анализ напряженно-деформированного состояния крепей с анкерами позволил выявить особенности влияния анкеров на изменение поля напряжений в крепи. При этом изменение поля напряжений должно осуществляться в направлении снижения концентраций напряжения и достижения максимальной в данных условиях несущей способности крепи. Выполнение сформулированного основного требования базируется на следующем условии. В упрочненном породном приконтурном массиве необходимо с помощью анкеров преобразовать поле напряжений таким образом, чтобы повысить устойчивость породного объема в наиболее опасных (с наибольшей интенсивностью напряжений) областях.

Таким образом, анализ современных конструкций анкерных крепей в соответствии со сформулированными геомеханическими, конструктивно-технологическими и экономическими требованиями показал перспективность применения данного вида упрочнения для создания благоприятных условий добычи угля.

В настоящее время на одном из самых передовых объединений Украины ОАО «Павлоградуголь» идет активное внедрение технологии анкерного и рамно-анкерного крепления.

Центром анкерного крепления было проведено обследование выработок, планируемых для проведения с анкерным и рамно-анкерным креплением. Разработаны документы в виде рекомендаций с выбором типа конструкций анкерного крепления, выводов, актов соответствия или несоответствия требованиям нормативных документов условий проведения относительно состояния выработок, состояния приконтурного массива, технологии возведения крепления, возможности проведения выработок с чисто анкерным креплением, качества и полноты мониторинга надежности и безопасности выработок.

В соответствии с «Программой приобретения оборудования и применения анкерного крепления при проведении горных выработок в 2006 году» было предусмотрено ведение работ с использованием анкерных технологий для крепления.

Фактическое проведение выработок с использованием анкерных технологий в 2006 году составило 2288 п.м.

Из них:

– подготовительные с анкерным креплением – 418 п.м.;

– подготовительные с рамно-анкерным креплением – 668 п.м.;

– капитальные с рамно-анкерным креплением – 243 п.м.

Но по итогам выполнения программы анкерного крепления 2006 года были сделаны соответствующие выводы и уже в 2007 году была набрана программа анкерного крепления, включающая проведения горных выработок с применением анкерных технологий в объеме 33086 п.м. По результатам 2007 года с применением чисто анкерной технологии было пройдено 5807 п.м горных выработок. С применением рамно-анкерной технологии было пройдено

21184 п.м, из которых капитальных горных выработок – 6755 п.м.

На 2008 год программой анкерного крепления предусмотрено проведение уже 64583 п.м горных выработок. Из них рамно-анкерным креплением планируется пройти 55287 п.м, а чистым анкером – 9296 п.м. Впервые в этом году программой анкерного крепления намечены капитальные горные выработки с чисто анкерным креплением в объеме 1485 п.м.

С учетом особенностей МКЭ и структурной сложности поставленной задачи разработана блок-схема вычислительного эксперимента, расчетная схема которого сформирована таким специфическим образом, что она проходит несколько этапов актуализации от разработки основных расчетных элементов модели до адекватного представления о природе выполняемых расчетов.

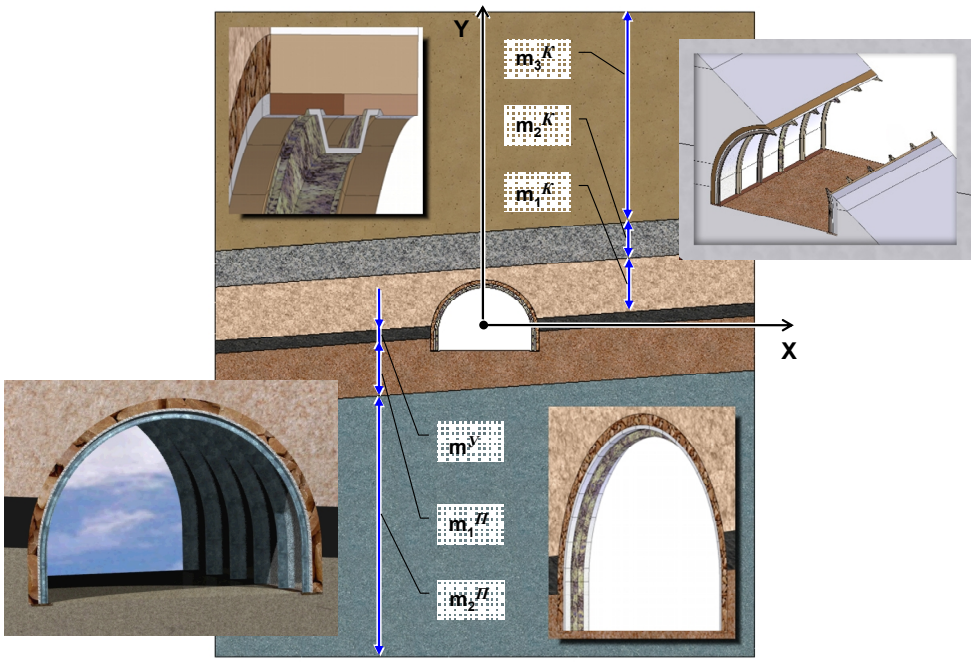


Рис. Общий вид модели используемой в вычислительном эксперименте

Актуализация расчетной схемы привела к созданию объемной модели на основе, которой выполнялись все последующие исследования. Для снижения влияния граничных условий на количественные результаты вычислительного эксперимента по оси выработки моделировалось шесть рам, располагающихся на расстоянии 0,5 метра друг от друга. Размеры модели выбраны с учетом минимизации взаимного влияния выработки и граничных условий на результирующие эпюры напряжений и перемещений. При этом на границах модели сохраняются исходные негидростатические условия распределения вертикальных и горизонтальных компонент напряжений.

Для широкомасштабного внедрения анкерной крепи проводилось оснащение новейшим буровым оборудованием шахт объединения (табл. 1).

Учитывая сложные горно-геологические и горнотехнические условия отработки угольных пластов в ОАО «Павлоградуголь», задача по определению рациональных параметров крепления решалась с учетом неравномерного характера распределения нагрузки, как в поперечном, так и продольном сечениях выработки.

Аналитические исследования показали существенное влияние воздействия усилий натяжения анкеров на изменение поля напряжений в крепи и выявили достаточную эффективность управления напряженным состоянием материала крепи с помощью анкеров в направлении повышения ее несущей способности.

Таблица 1

Получение шахтами ОАО «Павлоградуголь» оборудования
для анкерного крепления горных выработок в 2007 году

№ пп	Шахта	Тип оборудования для анкерного крепления					всего по шахте
		MQT-120	ZQST-65	S T B	ZQS-35	УКВШ-5/7	
1	Терновская	6	2	0	0	2	10
2	Павлоградская			8		3	11
3	им. Героев космоса	2	2			1	5
4	Благодатная	7	2			3	12
5	Степная	1	2	8			11
6	Юбилейная	2				1	3
7	Самарская	8	1			2	11
8	Днепровская	2	1			1	4
9	Западно-Донбасская	4	1	2		1	8
10	им. Н.И. Сташкова	2	1				3
Итого в работе по ОАО «Павлоградуголь»		**34**	**12**	**18**	**0**	**14**	**78**

На базе разработанного метода с использованием корреляционно-дисперсионного анализа получены уравнения, позволяющие определять рациональные параметры установки анкеров (координаты месторасположения и требуемую несущую способность) в зависимости от горно-геологических условий сооружения выработки, геометрических и механических параметров крепи.

Анализ результатов аналитических и экспериментальных исследований позволил разработать метод расчета основных параметров анкера как исходных данных к определению параметров упрочнения вмещающего выработку породного массива.

Эти исследования легли в основу широкомасштабного внедрения программы анкерного крепления на шахтах ОАО «Павлоградуголь» (табл. 2).

Таблица 2

Итоги выполнения программы анкерного крепления
по шахтам ОАО «Павлоградуголь» в 2007 году

Шахта	Вид деятельности	Тип крепления	Проведение, п.м	
			план по программе АК, (п.м)	факт, (п.м)
Терновская	опд	р/а	222	840
		анк.	1000	**0**
		всего	1222	840
	кс	р/а	1000	869
Терновская	**итого по шахте**		**2222**	**1709**
Павлогорадская	опд	р/а	3885	3466
		анк.	0	788
		всего	3885	4254
	кс	р/а	170	347
Павлогорадская	**итого по шахте**		**4055**	**4601**

Продолжение табл. 2

	опд	р/а	3280	3320
		анк.	1550	0
		всего	4830	3320
им. Героев космоса	кс	р/а	0	16
им. Героев космоса	**итого по шахте**		**4830**	**3336**
	опд	р/а	3115	1923
		анк.	225	0
		всего	3340	1923
Благодатная	кс	р/а	160	59
Благодатная	**итого по шахте**		**3500**	**1982**
	опд	р/а	2250	260
		анк.	1304	2950
		всего	3554	3210
Степная	кс	р/а	2900	3102
Степная	**итого по шахте**		**6454**	**6312**
	опд	р/а	0	0
		анк.	0	0
		всего	0	0
Юбилейная	кс	р/а	480	886
Юбилейная	**итого по шахте**		**480**	**886**
	опд	р/а	1350	587
		анк.	1555	1093
		всего	2905	1680
Самарская	кс	р/а	1670	1144
Самарская	**итого по шахте**		**4575**	**2824**
	опд	р/а	60	167
		анк.	1050	735
		всего	1110	902
Днепровская	кс	р/а	640	241
Днепровская	**итого по шахте**		**1750**	**1143**
	опд	р/а	1290	2206
		анк.	0	241
		всего	1290	2447
Западно-Донбасская	кс	р/а	720	91
Западно-Донбасская	**итого по шахте**		**2010**	**2538**
	опд	р/а	1800	1661
		анк.	0	0
		всего	1800	1661
им. Н.И. Сташкова	кс	р/а	1410	0
им. Н.И. Сташкова	**итого по шахте**		**3210**	**1661**
	опд	р/а	17252	14430
		анк.	6684	5807
		всего	23936	20237
ОАО "Павлоградуголь"	кс	р/а	9150	6755
Всего по ОАО «Павлоградуголь»			**33086**	**26992**

Таким образом, при рассмотрении задачи повышения устойчивости подземных горных выработок ресурсосберегающими технологиями упрочнения приконтурного породного массива обоснована целесообразность применения анкерного крепления для горно-геологических условий Западного Донбасса и начато широкомасштабное внедрение анкерных технологий в условиях ОАО «Павлоградуголь».

Список литературы

1. Широков А.П. Теория и практика применения анкерной крепи. – М.: Недра, 1981. – 381 с.
2. Анкерная крепь в Кузбассе /А.П. Широков, М.И. Найдов, А.И. Петров, В.А. Лидер. – М.: Прометей, 1990. – 217 с.
3. Быков А.В. Ускорить внедрение крепей регулируемого сопротивления на шахтах Донбасса //Шахтное строительство, 1986. – №3. – С. 3-6.
4. Приймак И.М., Сигин Е.М., Дзюбенко Э.Ф. Тенденции совершенствования анкерной крепи горных выработок //Шахтное строительство, 1985. – №9. – С.30.
5. Клюев А.П. Опыт применения комбинированной анкерно-рамной крепи. – Донецк: ЦБНТИ Минуглепрома СССР, 1989. – 4 с.
6. Мосунов В.А. Податливая штанговая крепь // Горный журнал. – 1981. – №4. – С. 46-47.
7. Байкенжин М.А., Николаенко Н.Н. Несущая способность элемента податливости анкерной крепи // Изв. вузов. Горный журнал, 1982. – №11. – С. 25-27.
8. Соколов Н.В., Абросимов В.М. Результаты испытаний новых сталеполимерных анкеров на рудниках Норильского ГМК /Горный журнал. – 1984. – №4. – С. 39-40.
9. Симанович Г.А. Взаимодействие породного массива с трубчатыми штангами и разработка метода расчета их параметров. Автореф. дисс. … канд. техн. наук. – Днепропетровск, 1982. – 19 с.

УДК 622.413.4: 622.817.47:622.831

© В.Н. Бойченко,
А.А. Мартынов

ПРИОРИТЕТНЫЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ УРОВНЯ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ГАЗООБИЛЬНЫХ ШАХТ

Викладено основні вимоги і напрямки з підвищення рівня безпеки робіт в шахтах з високим газовиділенням.

Изложены основные требования и направления по повышению уровня безопасности работ в шахтах с высоким газовыделением.

Basic requirements to and research priorities of ensuring safety in automated high-productive gassy coal long faces are presented.

Современное развитие добычи угля на шахтах Украинской части Донбасса связано с постоянным внедрением высокопроизводительных технологий выемки угля и проходки горных выработок. При этом, главным требованием к угольным предприятиям со стороны государственного горного надзора остается гарантированное обеспечение безопасности работ, дальнейшее повышение уровня промышленной безопасности и улучшение охраны труда. Этот основополагающий принцип в производственной деятельности любого горнодобывающего предприятия независимо от формы собственности реализуется в соответствии с Законом Украины «Об охране труда».

Проблемы промышленной безопасности угольной отрасли в Украине относятся к категории особой государственной и общественной значимости, решение которых является одним из приоритетных заданий национальной политики в области охраны труда. Подтверждением этому является ряд изданных Указов Президента, многие Постановления Кабинета Министров Украины, в том числе от 26.03.06 г. №374 «Об утверждении Программы повышения безо-

пасности труда на угледобывающих и шахтостроительных предприятиях».

Это крайне важно и необходимо, так как большая часть шахт в Донецком регионе Украины являются по горно-геологическим и горнотехническим условиям разработки угольных пластов одними из самых сложных в мире. Только в Донецкой области более 70 шахт являются сверхкатегорийными и опасными по внезапным выбросам угля и газа. Многие шахты отрабатывают самовозгорающиеся пласты и относятся к категории опасных по взрывчатости угольной пыли. Более 20 шахт ведут горные работы на глубинах 1000-1350 м. Мощность разрабатываемых пластов на шахтах Донецкого региона составляет 0,6-1,8 м. Более половины шахт работают свыше 50 лет без реконструкции, имеют сложные протяженные вентиляционные сети и многоступенчатый подземный транспорт.

В таких сложных условиях ведение горных работ на угольных шахтах всегда представляет повышенную опасность. Об этом свидетельствует статистика производ-ственного травматизма и, прежде всего, происшедшие в последнее время за период менее одного года три крупные аварии с гибелью людей: 18 ноября 2007 года взрыв метановоздушной смеси и угольной пыли в горных выработках арендного предприятия «Шахта им. А.Ф. Засядько», в период выполнения горноспасательных и горноаварийных работ в выработанном пространстве аварийного участка данной шахты 1 и 2 декабря произошли еще два взрыва метановоздушной смеси; 23 мая 2008 года произошел внезапный выброс угля и газа при проходке выработки на шахте «Краснолиманская»; 8 июня 2008 года произошел взрыв метановоздушной смеси в стволе шахты им. К.Маркса ГП «Орджоникидзеуголь».

Всего в 2007 году в угольной промышленности Украины было травмировано 6569 чел., в том числе 268 чел. – со смертельным исходом. Общий производственный травматизм, в сравнении с 2006 годом, практически не изменился, снижение общего травматизма составило 2,7 %. Травматизм со смертельным исходом в угольной промышленности Украины в 2007 году в сравнении с 2006 годом возрос на 60%. Показатель смертельного травматизма на один миллион добычи угля в 2007 году составил 3,6. В предыдущие с 2003 по 2006 годы ежегодная величина этого показателя находилась в пределах 2,0-2,7.

Крупные аварии в 2007 году и с начала текущего 2008 года с гибелью людей, а так же другие трагедии, которые имели место на шахтах Донбасса в предыдущие годы, связаны с газом метаном – взрывами метановоздушной смеси, вспышками, загазированием горных выработок с высокой его концентрацией.

Около 30 шахт в Донецком регионе имеют абсолютную газообильность по метану от 40 до 250 $м^3$/мин. Значительное содержание метана является одним из главных факторов, определяющих сложность и опасность добычи. Поэтому основополагающим направлением в области обеспечения безопасного ведения работ в работе каждой газообильной шахты во взаимодействии с отраслевыми и проектно-конструкторскими институтами, экспертными предприятиями и организациями под постоянным контролем со стороны органов государственного горного надзора было и остается – не допустить аварийного загазирования, своевременно принять меры по предупреждению нарушений проветривания и пылегазового режима горных выработок.

Анализ экспертных заключений и выводов комиссий специального расследования крупных аварий, случаев загазирования горных выработок на шахтах свидетельствует о том, что в угольной промышленности, особенно при отработке запасов угля на большой глубине с высоким газовыделением, требуется безотлагательное выполнение и принятие целого комплекса организационных, проектно-конструкторских, научно-технических решений, направленных на кардинальное изменение технической политики подземной добычи угля в сложных горнотехнических условиях шахт Украины.

Уже сегодня нужны такие научно обоснованные технические решения, при реализации которых исключалось бы, в принципе, вне зависимости от человеческого фактора, создание аварийных ситуаций с загазированием горных выработок. Это принципиальная позиция государственного горного надзора.

На данном этапе подземной угледобычи с учетом существующей аварийности и анали-

за ежегодного количества случаев загазирования выработок выемочных участков шахтам горным надзором выдвинуто требование с целью повышения уровня безопасности работ ограничить нагрузки на очистные забои с метанообильностью 5 м^3/мин и более до 75% от расчетных значений в соответствии с «Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт». При этом при расчетах не должна учитываться эффективность изолированного отвода метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающих вентиляторных установок. Это субъективная, но в настоящий период обоснованная вынужденная мера.

Учитывая возросшие за последнее десятилетие нагрузки на очистные забои на целом ряде высокопроизводительных газообильных шахт существует в настоящее время объективная необходимость в разработке и внедрении нового «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт» с учетом применения на газовых шахтах прогрессивных схем проветривания и включения в него более жестких требований по обеспечению безопасной эксплуатации высокопроизводительных очистных забоев с загрузками до 3000-3500 т/сут. В связи с этим требуется и переработка действующих в отрасли «Технологических схем разработки угольных пластов на шахтах Украины».

К основным задачам по реализации этого главного направления во взаимодействии всех указанных сторон относят следующее: совершенствование, разработка новых и внедрение эффективных схем и параметров проветривания выемочных участков и подготовительных тупиковых забоев с применением автоматизированных комплексов газовой защиты. Проветривание каждого выемочного участка на шахте должно иметь определенный резерв «прочности». Схема и расчетные параметры вентиляции должны исключать любой негатив при возможных аварийных ситуациях (незакрытые кем-то вентиляционные двери, не спрогнозированное повышенное выделение метана в рудничную атмосферу и др.). И, прежде всего, это должно касаться работы высокопроизводительных лав.

Работа высокопроизводительных лав (1000-3000 т/сут и более) с высоким газовыделением без решения вопросов по интенсивному проветриванию выработок выемочных участков, эффективной дегазации и без применения прямоточных схем проветривания с подсвежением всегда была и будет сопряжена с опасностью возможного аварийного загазирования отдельных участков выработок (тупиковая часть погашаемого вентиляционного штрека при столбовой системе, верхняя часть очистного забоя перед бутовой полосой при сплошной системе разработки и др.). Поэтому, предлагаемые наукой технические решения по разработке таких пластов, вентиляционные расчеты по участкам должны все эти аспекты учитывать, и, прежде всего, с точки зрения обеспечения гарантированной безопасности работ.

В повышении уровня безопасности работ на шахтах всегда превалирующим был и остается вопрос обеспечения безопасной отработки выбросоопасных пластов угля и газа. В 2006 и 2007 годах только на шахтах Донецкой области произошло соответственно 59 и 62 газодинамических явления, при этом было смертельно травмировано 3 и 4 чел. В текущем 2008 году при внезапном выбросе свыше двух тысяч тонн угля и 55 тысяч м^3 газа метана при комбайновой проходке выработки на шахте «Краснолиманская» 11 человек погибло и 3 человека травмированы.

Особое внимание в решении вопросов борьбы с газом метаном в выработках должно уделяться применению эффективных технологий дегазации угольных пластов и выработанного пространства. При указанных выше уровнях абсолютной газообильности средствами вентиляции без осуществления эффективной дегазации невозможно обеспечить безопасную отработку пластов.

Во всем мире дегазация используется как основной способ повышения безопасности работ в шахтах и ежегодно объемы ее наращиваются.

В классическом варианте сегодня добыча угля в условиях высокогазообильных шахт должна рассматриваться в комплексе с добычей газа метана.

С одной стороны, метан угольных месторождений – враг шахтеров, на вентиляцию шахтных выработок и на предотвращение аварийных ситуаций с тяжелыми последствиями

расходуются значительные средства и, в то же время, это полезное ископаемое – значительный резерв углеводного сырья. В Донбассе с вентиляционными потоками каждый год выбрасывается в атмосферу из шахт до 3,5 млрд. м^3 газа метана.

В угледобывающем комплексе Украины 52 шахты имеют сегодня действующие дегазационные системы. Основной технологией дегазации является бурение подземных дегазационных скважин в выработанное пространство и спутники угольных пластов. Объем метана, полученного вследствие дегазации угольных пластов и пород, составляет немногим больше 200 млн. м^3, или менее 10% от общего газовыделения. Около 50 млн. м^3 добытого метана приходится на скважины, которые пробурены с поверхности. Эффективность дегазации, в среднем, составляет 25-30%. Каптируемый газ от дегазации для собственных нужд используют лишь 11 шахт, причем, уровень использования составляет лишь 18% от каптируемого метана. Это значительно меньше, чем во многих угледобывающих странах Европы.

Для решения данной научно-технической проблемы по повышению эффективности дегазации на шахтах в Украине ведется работа по разработке и принятию соответствующего Закона Украины «О метане угольных месторождений». Наряду с этим необходимо обеспечить шахты высокопроизводительным буровым оборудованием для бурения скважин, как с поверхности на глубины более 1000 метров, так и для подземного бурения.

Приоритетными вопросами в повышении уровня промышленной безопасности работы газообильных шахт наряду с указанными выше, которым необходимо уделять самое пристальное каждодневное внимание, являются следующие:

– во-первых, необходимо своевременно и обстоятельно выполнять горно-геологические прогнозы по готовящимся к отработке участкам шахтного поля, не допускать в периоды как проведения подготовительных выработок, так и эксплуатации лав, нарушений, связанных с выполнением комплекса предусмотренных работ по обеспечению безопасности труда в зонах горно-геологических нарушений. Специальные расследования крупных аварий на шахтах показали, что во многих случаях прямой или косвенной причиной происшедшего в подготовительных забоях или выработках выемочных участков явилось неудовлетворительное выполнение таких мер по обеспечению безопасности ведения горных работ;

– во-вторых, принципиально подходить к решению вопросов по ограничению добычи угля в высоконагруженных лавах на шахтах, не имеющих резерва воздуха для развития горных работ, и обеспечению данных лав, при увеличившихся объемах добычи, расчетным расходом воздуха.

Анализ результатов расследования аварий, происшедших в лавах в периоды технологических циклов по выемке угля комбайнами, так же показывает, что весьма важным является вопрос безусловного применения эффективных средств орошения. Этим самым исключается возможность возгорания, вспышек газа метана при его повышенной концентрации в непосредственной зоне разрушения угольного пласта при работе комбайна.

Особо важным направлением в снижении аварийности и производственного травматизма на шахтах является наведение должного порядка, как того требует Закон Украины «Об охране труда», в организации и функционировании эффективного ведомственного контроля за обеспечением безопасности ведения горных работ.

Подтверждением служит то, что причинами большинства (более 75%) несчастных случаев со смертельным исходом являются организационные причины. Не замерили концентрацию газа, не проконтролировали выполнение требований ПБ, нарушили горняцкие постулаты… – в результате авария или несчастный случай.

Снизить травматизм в отрасли, а, вернее, не допускать его можно только тогда, если на шахтах будет работать грамотный высокопрофессиональный персонал от горнорабочего до директора. В связи с этим, первоочередное требование – это обязательный профессиональный отбор, качественная подготовка и обучение кадров для угольной промышленности.

Каждый выемочный участок, каждая лава, каждый подготовительный забой, вне зависимости в добычную или ремонтную смену, должен постоянно находится под контролем ответственных должностных лиц шахты, ИТР – руководителей работ, работников службы охра-

ны труда. По любой нестандартной ситуации должны быть оперативно приняты соответствующие меры.

Для шахт, на которых в той или иной совокупности в настоящее время для контроля параметров производственной среды, технологических процессов, работы подземных объектов, дистанционного управления машинами и механизмами используется аппаратура АТЗ-1, АТ1-1, АПТВ, ИСНВ, «Ветер», АУК-1М, ТСД и другие, разработаны новые системы и средства по контролю за безопасностью ведения горных работ.

В соответствии с государственной программой в последние годы шахты «Трудовская», «Щегловская-Глубокая» и другие оборудованы новыми системами безопасности – унифицированными телекоммуникационными системами диспетчерского контроля и автоматизированного управления горными машинами и технологическими комплексами (УТАС). УТАС – многофункциональная система, осуществляющая контроль за проветриванием горных выработок, газовой обстановкой, технологическими процессами, ведением взрывных работ, работой стационарного оборудования, безопасностью эксплуатации конвейерных линий, водоотливов, противопожарной защитой и прочее.

Реализация системы безопасности УТАС позволяет своевременно установить потенциально опасные горные объекты, работающие в нештатном режиме, и аварийно опасное для дальнейшей эксплуатации горношахтное оборудование, объективно разобраться в возникновении аварийных ситуаций.

МакНИИ разработан аппаратно-программный комплекс представления и обработки информации об аэрогазовой обстановке в горных выработках (КАГИ). Данный комплекс предназначен для использования на угольных шахтах III-ей категории по газу и выше для приема, преобразования, представления оператору АГК, обработки, выдачи и хранения поступающей на поверхность шахты информации от аппаратуры автоматического контроля содержания метана, телеконтроля расхода воздуха в горных выработках, а также от другой аппаратуры и датчиков, имеющих унифицированный выходной сигнал. Комплекты комплекса информационной системы КАГИ внедрены на ряде шахт Донецкого региона.

Наличие таких систем и комплексов на шахтах дисциплинирует и повышает ответственность руководителей предприятий, их служб и участков, лиц ведомственного контроля в целом за обеспечение на угольных предприятиях безопасных и здоровых условий труда.

Заслуживает внимания и выполнения на высокогазообильных шахтах вопрос обеспечения всех горняков, которые работают в тупиковых и очистных выработках, а так же в выработках с исходящей струей воздуха, индивидуальными сигнализаторами метана. Существующие требования действующих «Правил безопасности в угольных шахтах» в данном направлении должны быть значительно расширены.

Проблемным вопросом в обеспечении промышленной безопасности предприятий и территорий в регионе является выделение газа метана на поверхность из выработанного пространства закрывающихся шахт. Проникновение его в здания и сооружения приводит к загазированию помещений, что сопряжено с опасностью удушья людей, взрыва и воспламенения метана. Это особенно характерно для Центрального района Донбасса и Донецко-Макеевского района.

Проводимые работы по контролю за газовыделением на земную поверхность, извлечению газа из подработанного горного массива путем бурения скважин с поверхности в настоящее время недостаточны. Эффективность научно-практических работ в данном направлении должна быть повышена. Здесь требуется и выполнение конкретных технических мероприятий и реализация новых научных изысканий.

Важным вопросом в обеспечении безопасности ведения горных работ остается применение на шахтах надежных способов и средств управления горным давлением и крепления горных выработок.

В последние несколько лет на шахтах им. Е.Т. Абакумова, «Красноармейская-Западная №1», «Россия», «Добропольская» и других, с целью повышения безопасности ведения горных

работ и снижения при этом затрат на добычу угля, внедряется анкерное крепление горных выработок.

В странах с развитой угольной промышленностью – США, Германии, Великобритании, с целью повышения безопасности работ, снижения материалоемкости крепления и повышения темпов проходки горных выработок, технология анкерного крепления горных выработок успешно применяется уже многие десятилетия.

Широкому распространению этой технологии крепления выработок на шахтах Украины препятствует отсутствие соответствующей нормативной базы.

Необходимо в настоящий период во взаимодействии отраслевых институтов и заинтересованных организаций выполнить в сжатые сроки работу по подготовке и апробации отраслевой нормативно-технической документация по расчету и выбору параметров безопасного применения технологии анкерного крепления горных выработок в угольных шахтах Украины.

В развитии действующих глубоких шахт в Донецком регионе актуальной неотложной в решении задачей является нормализация температурных условий в рабочих забоях.

На глубоких шахтах только Донецкой области за последние 15 лет зарегистрировано было более 300 тепловых ударов. В указанный период времени ежегодно 1-2 подземных горнорабочих из тысячи умирали на рабочем месте или по окончании рабочей смены после выезда с глубоких горизонтов шахт с высокой температурой воздуха в горных выработках. Смерть этих горнорабочих была квалифицирована как результат проявления острой сердечной недостаточности.

Результаты исследований доказывают, что существует тесная связь между температурой воздуха в подземных выработках и безопасностью труда горнорабочих. Требуется в связи с этим безусловное обеспечение для деятельности человека в подземных выработках глубоких шахт оптимальных климатических условий.

Для высокотемпературных глубоких шахт требуется обязательное выполнение комплекса мер по применению искусственного охлаждения воздуха, охране труда горняков, работающих в условиях повышенных температур рудничной атмосферы и дифференциация норм шахтного климата. При этом необходимо отметить, что Постановлением совместной коллегии Минтруда, Госнадзорохрантруда, Минздрава, Минуглепрома, ЦК профсоюза работников угольной промышленности Украины №16/19/16 с 1 января 1997 г. шахтам запрещена подготовка новых выемочных участков на глубинах ведения горных работ 1000 м и более без решения вопроса по нормализации теплового состояния рудничной атмосферы.

Обобщение мирового опыта нормирования шахтного климата, физиологические отечественные исследования норм времени при выполнении работ в различных микроклиматических условиях глубоких угольных шахт показывают, что следует запрещать ведение горных работ на рабочих местах, где температура воздуха достигает 32ºС и более.

В настоящее время в Украине действуют новые санитарные правила и нормы для предприятий угольной промышленности, в которых определена предельно допустимая температура воздуха на рабочих местах в подземных горных выработках (32ºС). Введение новых санитарных норм в угольной промышленности обусловливает необходимость разработки новых подходов и технических решений по регулированию микроклимата и предупреждению тепловых поражений в выработках глубоких шахт.

В Украине и, прежде всего, в Донецкой области работает целый ряд академических и отраслевых научно-исследовательских институтов, связанных с повышением уровня безопасности работ на угольных шахтах Донбасса. Среди них такие институты, как МакНИИ, ДонУГИ, НИИГД «Респиратор», ИГМ им. Федорова, Институт физики горных процессов НАН Украины и другие. Их роль в различных ситуациях, возникающих на шахтах, бывает просто неоценимой. Поэтому и в дальнейшем шахтам необходимо теснее взаимодействовать с наукой, решать совместно возникающие проблемные вопросы. В конечном итоге это позитивно отражается на повышении уровня промышленной безопасности и улучшении охраны труда на шахтах.

В решении проблем горной безопасности, над которыми постоянно работают отрасле-

вые и академические научно-исследовательские институты, требуется системный подход и в обязательном порядке бюджетное финансирование приоритетных научных программ, научное сопровождение за результатами их практического внедрения на шахтах.

Со стороны государственного горного надзора и государственных экспертно-технических центров системы Госгорпромнадзора, созданных и функционирующих с целью научно-технической поддержки государственного горного надзора и надзора за промышленной безопасностью и охраной труда в других отраслях промышленности Украины, вопросам совершенствования, разработки и внедрения новых безопасных эффективных технологий горного производства, обеспечения безопасности ведения горных работ в шахтах всегда будет уделяться самое пристальное внимание, а научно-исследовательским институтам и другим заинтересованным предприятиям и организациям в решении проблем горной безопасности, повышении уровня промышленной безопасности и улучшении состояния охраны труда в угольных шахтах оказываться всесторонняя поддержка.

COMPUTER-AIDED PRODUCTION PLANNING PROCESS IN THE HARD COAL MINING

Zbigniew Koszowski, Jan Horodecki

Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A. Katowice

SUMMARY: The article presents the current status of works pursued by COIG S.A. in respect of IT solutions supporting the production planning process at mines and coal companies.

KEY TERMS: management, data processing, IT tools and technologies, IT outsourcing, internet networks, corporate systems and websites.

1. INTRODUCTION

The hard coal industry has lately undergone a complex process of harmonisation to the requirements of market economy and to the ensuing new demands of the coal market. As a consequence, changes to the organisational structure of the hard coal sector had to be introduced and modern management forms and methods had to be put into practice in the newly established corporate entities. Such modern management forms and methods based on the latest IT techniques and technologies had already been implemented in the practical activities of mines and coal companies in the area of economy and finance. These are mainly the corporate complexes of IT systems and websites highlighted under the Integrated Company Management Aiding System – SZYK System, created by COIG S.A., that is supporting the cores area of such units' operations: finance and accounting, raw materials procurement, HR & payroll, production and coal sales [1], [2].

At present, there are not any industrially implemented IT solutions in the hard coal extraction sector related to mining production planning. Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A., while keeping abreast of such demands, has created a package of solutions expected to narrow the gaps existing in the software used. The IT solutions in this area currently deployed at pilot units concern mainly the management of mining projects [3] and production scheduling at hard coal mines [4], [5]. Some other units are also starting their work over an IT system aiding production resources management at a multi-plant mine company [6], and attempts are made to accommodate the third software in this field to match the Polish hard coal industry's conditions.

This article outlines the general concept of the solutions devised by Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A. in the area of computer-aided mining production planning that are currently being tested industrially and implemented as part of pilot projects.

2. THE ADOPTED SOFTWARE AND FUNCTIONAL ASSUMPTIONS FOR THE SOLUTIONS OF THE PRODUCTION AND TECHNICAL COMPLEX – SZYK/KPT

While paying attention to the needs communicated by hard coal industry actors concerning the computer-aided production planning process and while exploiting the existing experience and the outcomes attained in the field of IT solutions, the following recommendations and requirements were taken into account when creating the solutions of the Production and Technical Complex – SZYK2/KPT aiding this process [2]:

a) recommendations resulting from the forecast development of IT applications, i.e. taking into account the operational models distinctive for SOA architecture in the solutions designed for the hard coal industry's entities, by, notably, using the Electronic Workplace solutions, corporate websites, composite applications and the replication environment such as integration buses;

b) the general functional assumptions adopted for the computer-aided mining production planning process:

– it is assumed that the set of solutions developed under the SZYK2/KPT Complex shall manage the planning functions through the interaction of the mining production scheduling function with tasks budgeting;

– the informational basis of the mining production planning process is the database of a coal mine's key documents, information and data: a deposit development project, mine operation plan, technical projects of exploiting the parts of the deposit (deposit maps), data on the mine's output, technical and economic normatives and the business indicators determined for the mine by a company and on the basis of the data from the IT solutions implemented at hard coal mines for assessing the performance of the production process followed and of the production monitoring and reporting system in hard coal mines, data acquired as a result of integration with other specific systems highlighted in other complexes of the SZYK2 System;

– it is assumed that a production plan established according to the project management methodology is the key planning object, whereas production will be confronted with the production capacity plan prepared by mines, i.e. production capacity, with a set of key business indicators identified for the mine in the assumptions of the coal company's strategy and with a coal sales plan established by a marketing and coal sales department of a coal company (sales forecast, contracted sales). The assumptions of a production plan established by a coal company for each mine will be developed in the first place as a result of such comparison, and then mines shall establish their own production planning products on such basis. The above production planning projects, after approval by a coal company, shall constitute the mine's production that is relatively constant (in the long- or medium-term), and shall form a basis for the budgeting and monitoring of production process progress while considering both external constraints (e.g. market demand for coal) and internal constraints (production capacity limitations, coal company's management board decisions for the choice of a plan variant for the mine). The production plan established this way shall form a basis for reporting the demand for basic production resources, and is next passed further for specifying in more detail in other generic complexes of the SZYK2 system;

– an approved medium-term production plan shall form a basis for establishing a current production plan whereupon short-term planning functions are handled. This plan shall have the features of a rolling plan, and it can be corrected and shall be a starting point for creating a mining production schedule with a computer [4]. This plan, being tightly linked to a mining production schedule, shall include: the course of longwalls, unproductive development, deposit cross cut, longwall reinforcement and stripping down, gallery reconstruction and stripping down, etc;

– it is assumed that the mining production schedule adopted for implementation shall be monitored on an on-going basis by a computer-based production process monitoring and reporting system at hard coal mines [9];

– an assumption is made that partial daily and shift production orders shall be established by the current production plan, the orders being established by department managers and monitored on a daily basis with shift production reports;

– it is assumed that for the presented procedure of the computer-aided mining production planning process, for long- and medium-term planning, the forecast mining production values and input data for the process adopted shall be identified at a coal company level, and for the current production plan, planning functions will be integrated at a mine level. The monitoring and correcting functions, though, shall be grouped at a mine and coal company level.

3. THE FUNCTIONAL CHARACTERISTICS OF THE MINING PRODUCTION PLANNING AIDING PROCEDURES HIGHLIGHTED IN THE SZYK/KPT COMPLEX

The primary goal of the discussed mining production planning aiding procedures is to prepare a new works site securing production continuity and covering the actual market demand for coal. All the mining production planning aiding procedures have been split, as a convention, into thematic blocks fulfilling the set of specific functions [7] [8]. A general flow chart of the mining production planning aiding procedures in given is fig. 1

Block 1. Mine's Planning Resources Base

An appropriate Planning Resources Base is required for managing the mining production planning procedures at a mine. The database shall comprise the following data of the SZYK2/KPT complex concerning:

– coal deposit resources, coming from the SZYK2/GZ Deposit Management module with a deposit management project,

– mining maps established by the Metering and Geologic Department, initially with traditional methods, and ultimately with computer technology,

– active, approved and potential technical projects for the mining of the parts of a coal deposit according to the adopted and approved mine operation plan,

– production capacity for individual links identifying the mine's production capacity,

– the key business indicators adopted for a mine in a coal company's strategy,

– normatives: the basic mining machinery and equipment for equipping longwalls and galleries and stating if a specific mine has them, technical and economic normatives for the production process,

– production process execution results in the mines taken from the operated IT systems.

Block 2. The identification of a mine's production capacity – A mine's production capacity plan

A mine's production capacity plan with a proposed costs and employment plan is identified in this block on the basis of the following: the current values of the coal resources available for mining, active and approved technical projects for coal deposit parts mining, the values taken from the mine operation plan determining the production capacity of individual elements identifying the resultant production capacity of the mine, limitations related to the coal mining technologies applied and considering the key economic indicators for the mine's operations spelled out in a coal company's strategic assumptions and approved for the mine. A mine production capacity plan does not include the current market demand for coal and is updated from time to time. An assumption is made that Block 2, according to the estimated data and normatives provided in the Planning Resources Base of Block 1, will also identify, in the financial context, the demand forecasts for securing the determined production resources in other planning areas managed by generic modules highlighted in other complexes of the SZYK2 System.

Block 3. The development of production plan guidelines – Production plan guidelines

Production plan guidelines for each mine are established at a coal company level in this block according to:

– specific mine production capacity plans by taking into account specific production capacity, technical projects for the mining of coal deposit parts taken from the mine operation plan and the

key economic indicators for mines' activity provided in Block 1,

– a coal sales forecast prepared by a coal company's marketing department with a forecast of coal demand and the sales of already contracted coal with relevant parameters in form of active and negotiated contracts.

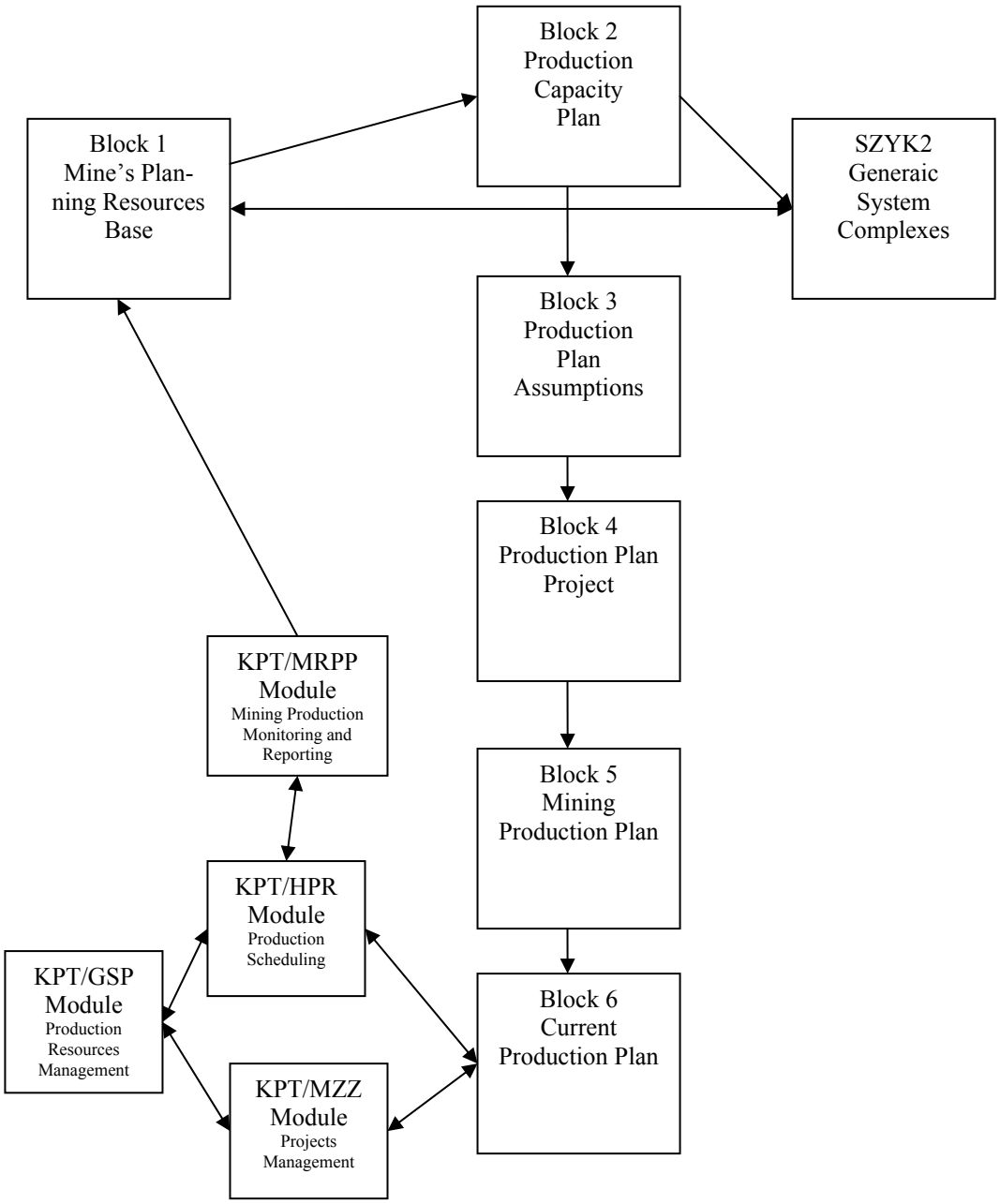


Fig. 1 General flow chart of the mining production planning procedures managed by SZYK2/KPT complex

Block 4. A production plan – draft production plan development

The deposit cross cut variants that are also the variants of mining production plan projects are developed in this block according to:

– production plan guidelines determined by a coal company for a mine,

– coal deposits parts development projects identified in the mine operation plan,

– deposit maps with contours of coal parcels envisaged for mining in the deposit development plan with specific forecast coal quality parameters (sulphur, ash, calorific value), average de-

posit thickness and interlayers and the specific roof and thill conditions,

For this purpose, the designed seam cross cuts, i.e. main gates with boundary caving drift and unproductive development, if such are necessary, are marked on the seam maps. In addition, longwall and galleries' equipping proposal with mining machinery and equipment already used at the mine or the new one purchased from investment funds, is determined for each cross cut alternative (information from SZYK2/MASZYNY system).

A variant execution budget will be prepared for each seam cross cut variant identified in Block 4 (production plan project) according to the normatives database created in Block 1 in the Planning Resources Base and, therefore, the alternative variants of the production plan project will be established (variants of mining projects). Optimisation mechanisms with cost criteria will be taken into consideration in preparing a current production plan. A variant of the production plan project satisfying the determined technical and economic conditions in a reasonable manner shall be adopted as the final mine production plan project (mining plan) and sent for acceptance and approval to the mine company. It is also assumed that the accepted plan project variant will also be incorporated into the investment plan established for the next year. The additional functionalities supported by Block 4 are the ones that identify the materials needs and workforce demand in terms of in-kind aspects and value. The data is then used as an input batch for other planning modules highlighted in the generic systems of other complexes of the SZYK2 system.

Block 5. Short-term production planning – current production plan

A variant of the production plan project prepared in Block 4, after approval by a coal company, constitutes a basis for the mine to set up a current production plan fulfilling the functions of short-term planning and is also a basis for starting to establish a detailed production schedule. A mine's current production plan is relatively constant for specific time frame and fulfils the functions of short-term planning. A production schedule shall contain details on, in particular, unproductive development (if such is necessary) and preparatory works at the seam, reinforcement of a longwall (longwalls) together with equipping with the sets of longwalls complexes, stripping down the longwalls whose exploitation is to be finished together with the relocation of equipment to the next longwall scheduled for exploitation, and stripping down and reconstructing the galleries. An assumption is made that a production schedule prepared in such manner with approved longwall course schedules together with a sales plan adopted for the mine and the condition of dumps shall be a basis for establishing the mine's Technical & Economic Plan (PTE). It will also be an input batch for the Mining Projects Management Module of SZYK2/MZZ [3] and Production Processes Monitoring and Reporting at Hard Coal Mines Module of SZYK2/KPR [9]. A current production plan will be a rolling plan, and it can be corrected, e.g. in the case of changes in coal orders, the occurrence of unforeseeable mining and geologic and technological circumstances. It will also be automatically updated on an on-going basis according to the production quantity already executed in the previous period.

An assumption is made for short-term planning with the current production plan that planning functions shall be grouped at a mine level, and the monitoring and correcting functions at a level of a mine, mining centre and coal company. An assumption is also made that a current mining production plan shall maintain the rule of production reserve understood as a difference between the current production capacity and the currently used production capacity. It is assumed that the evaluation of processing lines will also be used for current monitoring and industrial process evaluation, where the comparison of scheduled extraction quantity with the execution budget is envisaged for each line.

Block 6. Integration of SZYK2/KPT Complex with other complexes of the SZYK2 System

Block 6 envisages the integration of the SZYK2/KPT Complex with other generic complexes forming part of the SZYK2 system. Integration is ensured in particular with: SZYK2/RS System Repository, SZYK2/KFK Finance and Accounting Complex, SZYK2/KSP Sales Complex, SZYK2/KLM Raw Materials Procurement Complex, with SZYK2/KZP HR and Payroll Complex, SZYK2/MASZYNY Mining Machinery System.

The structural design of the SZYK2/KPT Complex and integration with other generic complexes of the SZYK2 System are shown in fig. 2.

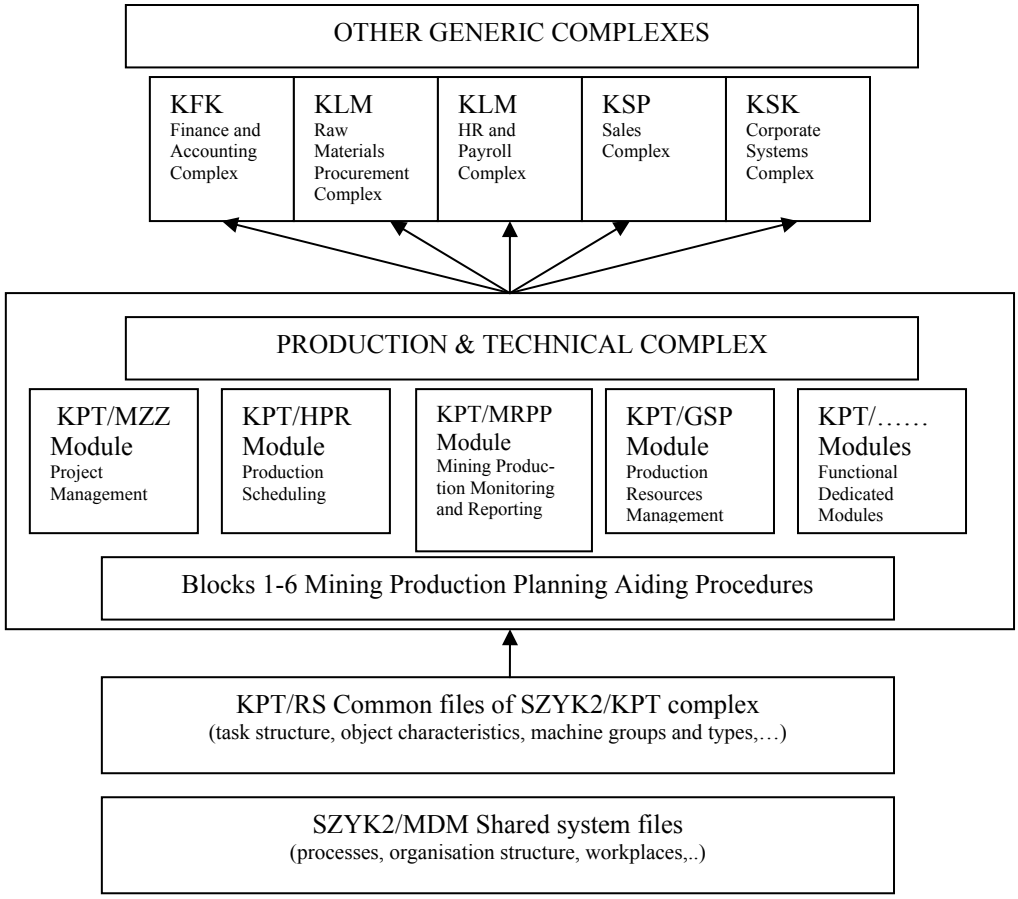


Fig. 2. A structural design of SZYK2/KPT Complex and integration with other generic complexes of SZYK2 System

4. SCOPE OF DEPLOYMENT

Among the generic modules highlighted in the SZYK2/KPT Production and Technical Complex, the pilot deployment of the SZYK2/MZZ Mining Projects Management Module has taken place at three mines, and SZYK2/MRPP Production Processes Monitoring and Reporting at Hard Coal Mines at six mines. As regards other modules of the SZYK2/KPT complex supporting the mining production planning process, design and programming work is underway in most of the cases, and the most advanced module in this respect is SZYK2/HPR Mining Production Scheduling Module.

5. CONCLUSIONS

1. The works conducted to date over the modules of the SZYK2/KPT Production and Technical Complex supporting the production planning process in the hard coal mining and the outcomes of pilot deployments have fully proved that it is appropriate to develop and implement the comprehensive IT solutions supporting this process in mining operations.

2. It is assumed that the effectiveness of the practical application of the SZYK2/KPT Complex modules supporting the mining production planning process will be contributed from diverse sources, and the most important include:

– improved management effectiveness within a widely understood domain of production planning with the use of variant planning methods;

– reduced workload and enhanced operation of the teams responsible for the mining production planning process.

References

1. Koszowski Zb., Syrkiewicz J.: The effective deployment of the SZYK integrated management aiding system in the hard coal mining sector. PTI- The effective deployment of IT systems – volume III. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warsaw, Szczyrk 2002.
2. Koszowski Zb., Horodecki J.: New products and forms of IT services offered by Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A. w Katowicach. The Polish Mining Congress. Section 8 Information technology in mining, the current status, opportunities and challenges. Kraków 2007. Wyd. IGSM i E PAN, AGH. Kraków 2007.
3. Piotrowski K.: Monitoring the execution of production schedules through the tasks management module – SZYK2/MZZ. The 2008 Underground Mining School. Szczyrk 2008. Wyd. IGSM i E PAN, AGH. Kraków 2008.
4. Dzedzej Cz., Nowicki.: The SZYK2/HPR production planning and scheduling system at hard coal mines – SZYK2/HPR. The 2008 Underground Mining School. Szczyrk 2008. Wyd. IGSM i E PAN, AGH. Kraków 2008.
5. Praski M., Wachelka L.: Production scheduling with the use of IT tools with example of LW Bogdanka S.A. The 2008 Underground Mining School. Szczyrk 2008. Wyd. IGSM i E PAN, AGH. Kraków 2008.
6. Jasiewicz J., Magda R., Głodzik St., Woźny T.: A concept of computer-aided production resources management at a multi-plant mine company. The 2008 Underground Mining School. Szczyrk 2008. Wyd. IGSM i E PAN, AGH. Kraków 2008.
7. Moczulski A., Syrkiewicz J.: The characteristics of the SZYK2/KPT Production and Technical Complex. Internal paper. COIG S.A. Katowice, 2006.
8. Puzik K.: A vision of a mining production planning application's functionalities. Internal paper. COIG S.A. Katowice, 2007.
9. Bryk M.: A production process monitoring and reporting system at hard coal mines – SZYK2/MRPP. The 2008 Underground Mining School. Szczyrk 2008. Wyd. IGSM i E PAN, AGH. Kraków 2008.

ANALYSIS OF CO_2 SEQUESTRATION PROSPECTS FOR LOWER SILESIAN POWER PLANTS

Janusz Nowak, **Jan Kudelko**, **Dominika Konsencjusz**

KGHM Cuprum Ltd. – Research and Development Centre, Wroclaw, Poland

ABSTRACT

The article presents an analysis of sequestration opportunities for carbon dioxide emissions from the future Lower Silesian power plants, with its storage in the geological structures of the region. The concept of Legnica brown coal bed management predicts several variants for opening the resources. In the variants analysed large amounts of discharge gases are produced. Following the (geological, technical and economical) analysis it has been found that the hydrogeological profile of the Sudetian Monocline within the hitherto recognised area offers no opportunity for locating CO_2-water solution. The area of Polish Lowland seems to be the most suitable area for storing CO_2, mainly due to its geological structure.

Keywords: power engineering, brown coal, CO_2 sequestration

Introduction

For many years the development of coal-based power engineering has aroused serious concerns regarding gas emissions into the atmosphere. The last decades of the past century saw the dy-

namic growth in technologies for removing sulphur oxides from the discharge gases. Nitrogen oxide emissions were also greatly reduced. However, it is turned out to be very difficult to limit the emission of carbon dioxide into the atmosphere, which is commonly regarded as a major cause of the greenhouse effect around the world. The problem has become the key challenge for science and technology. The control of CO_2 emission is now thought to be a prerequisite for further development of the coal-based power generation. All over the world research and implementation work on the so-called clean coal technologies has began.

Lignite resources and their management concepts

More than 150 lignite deposits and lignite-bearing areas are recognized in Poland. More than 14 billion Mg is documented in proven deposits, more than 60 billion Mg in estimated deposits, and the potential resources of the coal-bearing fields are estimated as high as 140 billion Mg. Due to the volume, quality and availability of its resources, lignite may become the strategic fuel in the Polish power industry for more than 50 years ahead [4]. In spite of having huge lignite resources, Poland is now conducting its exploitation only in the four regions of the country, based on merely 18% of the documented balance deposits.



Fig. 1. Lignite deposit regions [4]

Among the concepts of lignite utilization in the power generation industry the management of the Legnica deposits located in Lower Silesia, in south-western Poland, is considered one of the most promising.

The most known technology that can be quickly applied is based on the conventional combustion of lignite with the use of accompanying environmental protection methods and systems such as: flue gas desulphurization and denitrification, and trapping of carbon dioxide in various phases of the technological process. The major technological problem is to manage or get rid of significant amounts of carbon dioxide produced in the gaseous form during lignite combustion. A number of studies have been conducted in this respect. So far, their results have not been optimistic. By the year 2020 the CO_2 emission is to be reduced by 20%, and by the year 2050 even by 50%. Currently, new power generation projects are required to ensure 50% reduction in the emission as compared to the similar existing installations based on earlier technical solutions or to apply the CO_2 sequestration technologies



Fig. 2. Map of lignite resources in Legnica-Scinawa deposit complex [4]

The geological structure may have significant impact on the sequestration of the carbon dioxide trapped in the flue gas exhaust process. In the studies conducted hitherto in other countries it has been found out that there are problems with finding the proper locations for storing this gas in the liquefied form. The sequestration beneath ocean and sea beds is pointed out as the main potential solution. However, for inland power generation facilities such solution is hardly acceptable due to its high costs.

Table

Lignite resources in Legnica-Scinawa deposit complex [4]

No.	Deposit	Geological balance reserves					
		Actual			Probable		Total
		B	C1	C2	D1	D2	
1	Legnica Polnoc	-	-	1 025,4	440,1	-	1 465,5
2	Legnica Wschod	483,1	339,5	18,7	-	-	839,3
3	Legnica Zachod	168,4	618,6	76,7	-	-	863,7
4	Ruja	-	-	-	349,5	121,9	471,4
5	Scinawa	-	-	1 568,6	342,8	-	1 911,4
6	Scinawa-Glogow - pole 4	-	-	-	-	2 196,0	2 196,0
7	Scinawa-Glogow - pole 5	-	-	-	-	779,0	779,0
8	Scinawa-Glogow - pole 6	-	-	-	-	5 995,7	5 995,7
TOTAL:		**651,5**	**958,1**	**2 687,4**	**1 132,4**	**9 092,6**	**14 522,0**

Carbon dioxide properties in the aspect of sequestration

The gas transport and storing technologies are commonly known and widely utilized. For the purpose of limiting carbon dioxide emission into the atmosphere its trapping and underground storage would be a beneficial solution.

In the standard conditions carbon dioxide is a colourless and odourless gas, with acidulous taste. It dissolves well in water (1.7 vol. CO_2/1.0 vol.H_2O), and also reacts with water to create car-

bonic acid. Depending on the carbon dioxide pressure and temperature, it can be found as solid, liquid, vapour, gas and supercritical phase. The most important interactions between carbon dioxide and the storage centre environment include: sorption within the system of pores and fissures, intersolubility in the carbon dioxide-water (brine) or crude oil systems. The adsorption capacity is essential in the gas-rock systems. The carbon dioxide adsorption value is small in supercritical temperatures at the atmospheric pressure. However, it increases considerably at the elevated pressures and this is essential for its underground storage. In the depleted natural gas or crude oil reservoirs hydrocarbon residues are found along with CO_2. Thus, in the interaction of carbon dioxide with liquids solubility plays an essential role. It increases with an increase of pressure and decreases with an increase of ionic strength of the solution and with an increase of temperature. The solubility decreases with an increase of temperature only if the pressure does not exceed 100 bar. At the higher pressures there is a minimum on the solubility versus temperature curve.

The CO_2 properties may raise concerns regarding the stability of geological storage. The impact of injection activities on the environment has not yet been investigated completely. It cannot be stated that they are completely safe or what kind of risk may be involved. Any environmental problems and hazards would possibly appear only when carbon dioxide came up to the surface.

CO_2 impact on [5]:

– potable water and overburden integrity – carbon dioxide migration to the surface may change the chemical composition of potable water in the layers above the storage level; nearby drilling and exploitation may contribute to the disturbance of rock mass integrity, therefore it is important that such activities be continuously monitored;

– soil layers and organisms living in them – CO_2 migration to the subsurface soil layers may cause visible changes in the soil biocoenosis; with the availability of atomic hydrogen and carbon dioxide, in the extreme deep-water environment the growth of autotrophic micro-organisms is possible;

– on sea and salty waters: dissolving of CO_2 in water (sea water or salty waters of geological formations) causes numerous chemical reactions between gaseous and dissolved CO_2, H_2CO_3, HCO_3-, CO_3, dissolving of carbon dioxide in water and formation of carbon compounds results in lowering the pH of sea waters and, as a consequence, negatively affects aquatic biomass and animal population;

– on rocks: CO_2 injection into the underground rock layers entails geochemical changes in the rocks and their surroundings. There are chemical reactions CO_2 – rock – deposit fluids. As a result, the rock dissolution and permeability take place or clayey minerals, carbonates and quartz are precipitated;

– corrosivity: carbon dioxide belongs to the acid gases, therefore its injection process may potentially take place in the conditions of high corrosivity, especially if favoured by the temperature.

Conditions for CO_2 deposition in geological structures

The storage of CO_2 may be accomplished in the suitable geological conditions only. The best suited for that purpose are large sedimentation basins located in the tectonically stable regions where seismic tremors do not occur. The geological structure intended for underground storage of CO_2 should meet the following criteria [1]:

– provide a structural or stratigraphic trap, preferably in the form of anticline, which will feature a considerable volume;

– have good reservoir properties, i.e. considerable size in the vertical and horizontal direction as well as high porosity and permeability, which will ensure the large storage volume and adequate creviced structure and, in the case of carbonate rocks, occurrence of caverns;

– contain water with moderate mineralization, i.e. from several to dozen or so g/l;

– be tight, covered with impermeable rocks of adequate thickness;

– be located at the adequate depth in order to ensure the suitable pressure and volume of the injected CO_2.

The concept of Legnica deposit management predicts several variants of opening the resources from the Western or Eastern Field in the south with further movement of exploitation fronts

to the north. Initially, the whole amount of lignite will go to the power plant equipped with four generating blocks with the installed power of 1100 MW each and the power efficiency at the 46% net level. The second variant predicts the construction of a power plant with three blocks of 1100 MW installed power each and the production of electric energy at the level of 22.3 TWh/year as well as the construction of lignite gasification plant with the lignite processing capacity at the level of about 7 million Mg/year and hydrogen production at the level of 450 Mg/year [5]. In both cases, the process of lignite combustion and gasification will be accompanied with the gas emissions negatively affecting the environment. The brine water bearing beds show the largest storage potential, and in the vicinity of the region there is no depleted natural gas or crude oil reservoirs. However, they can be found in the areas of Polish Lowland and Carpathian Foreland where in total, 23 deposits have been selected for the purpose of underground storage of CO_2. The recommended depth for underground gas storage is 1000-2000 m.

An analysis of the hydrogeological profile within the Sudetian Monocline has provided the basis for the following conclusions [5]:

- water-bearing strata of the Neogene water-bearing stage should be excluded from the group of potential candidates for storing CO_2 – water solution since the Holocene-Pleistocene water-bearing horizon constitutes an abundant source of potable waters all over the region, and the Neogene (Pliocene) over-lignite formations are made of water-bearing strata and lenses among clays and silts, thereby this horizon is not continuous;
- water-bearing horizons of Neogene and Paleogene sub-lignite and inter-lignite formations, generally with good lithological facies for the reservoir needs, and with the relatively low water mineralization, as well should not be considered as the potential locations for depositing CO_2 - water solution. The main reason is the lack of continuous (tight) shelf above those water-bearing strata and the presence of local structural dislocations;
- among the water-bearing horizons of the Triassic water-bearing stage, both shelly limestone and Upper Bunter Sandstone (ret) do not demonstrate in full the expected reservoir properties and are located in the north part of the copper-bearing area (north-east of Polkowice and east of Głogow), which is in a considerable distance away from the proposed power generating plant;
- the Triassic water-bearing stage within the sandstones of the Middle Bunter Sandstone constitutes friendly conditions for storing foreign media in the liquid form. These strata, particularly in their top-most layers, are characterized by good collecting conditions – the rocks are heavily fractured, fissured, but their structural attractiveness drops with the depth. This stage also lacks permanent isolation from the top layer. It offers the migration possibility for released CO_2 particles into the Cainozoic formations, and in the case of particularly unfavourable structural conditions (glacitectonic dislocations, youngest generation faults) into the usable water-bearing horizons;
- among the water-bearing horizons in the Permian formations, only the main dolomite (Ca2) horizon of Zechstein demonstrates the reservoir properties. It is made of carbonate rocks well isolated by the anhydrite series both in the roof and floor. However, it should be stressed that this horizon offers a reservoir of relatively small volume due to its low thickness and the non-uniform occurrence of the required lithological and structural features.

Polish Lowland is the most suitable area for storing CO_2. This is due to its geological structure. In this region there are numerous anticlines and rift faults constituting natural and hence tight stratigraphic traps. Seven deep water-bearing structures have been selected there in the Lower Cretaceous, seven in the Lower Jurassic, and two in the Lower Trias (Fig. 3). Due to the better investigation level of the formations, the structures in the Lower Cretaceous and Lower Jurassic rocks are more promising than those in the Lower Triassic strata [1].

In the area of Poland the following regions have been selected for the purpose of underground storage (Fig.3.) [1]:

⇒ crude oil: Barnowko-Mostno-Buszewo, Cychry and Kamien Pomorski;

⇒ natural gas: Barnowko-Mostno-Buszewo, Bogdaj-Uciechow, Borzecin, Bronsko, Koscian S, Paproc, Radlin, Wilkow, Zalecze and Zuchlow.

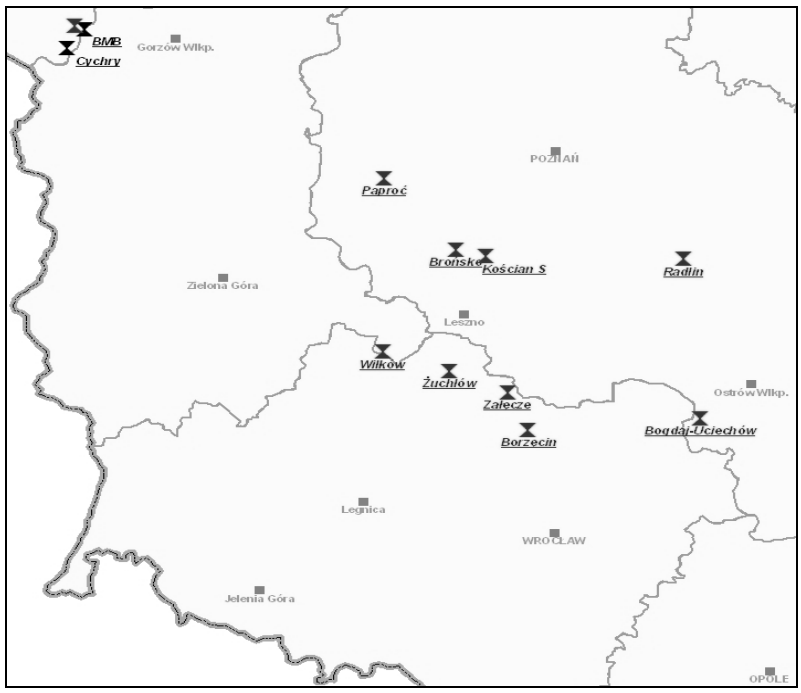


Fig. 3. Locations of deposits selected for CO_2 storage[5]

The problem is that the gas volumes planned for storing usually exceed the volumes required for storing. The deposit pressure in the depleted deposits will be considerably lower as compared to the original state and thus the problem of geological tightness when the storing begins will not be as important as at the end of this process when the pressure begins to rise and their value gets nearer to the original deposit value.

Impact of CO_2 sequestration on electric energy costs

The costs of storing carbon dioxide in the geological strata are now difficult to estimate. This is due to the lack of standards for the design and construction of this type of installations and also due to the dispersion level of such installation. The strata left after extracting crude oil or natural gas are potential sites for locating CO_2. However, those deposits feature low levels of annual extraction. CO_2 masses produced by the power plant will require a number of such sites and many injection stations. They will be moved from site to site when the potential for locating the gas in a specific deposit space gets exhausted [5].

The cost estimation for storing CO_2 in the geological structures would be possible after defining the location of potential strata, their number and availability in time, and after developing the concept of such installation. However, this requires a lot of research and design efforts.

According to the existing analyses of CO_2 transport costs, it may be assumed that the investment costs for the pipeline 1000 mm in diameter range from 1.00 ÷ 1.15 million USD/km. These costs do not include intermediate pumping stations.

The operational costs range from $0.4 \div 1.0$ USD/t_{CO2} for the pipeline approx.250 km long , excluding the costs of intermediate pumping stations, injection stations, indirect costs, and feed coefficient of approx. 100% [5].

For general estimates in the concept analyses it is assumed that the cost of electric energy with the application of CO_2 sequestration will increase by nearly 50%.

Summary and conclusions

The hydrogeological profile of the Sudetian Monocline within the hitherto recognized copper-bearing area offers no opportunity for locating CO_2-water solution, mainly because of the lack of a suitable horizon that meets the required criteria, i.e. considerable size, fairly uniform collecting properties, and above all the lack of permanent isolation from the strata lying above. In this respect,

the main dolomite (Ca2) horizon of Zechstein seems to be very close to the expected ideal. However, its volume may prove to be too small for the future needs.

According to the current schedule of mining works in the LGOM region:

– the need for storing CO_2 will arise in 2021 beginning with the sequestration of small amounts and reaching the target value of approx. 24 million Mg in 2025, and will end in respect of the power plant in West Legnica Field around the year 2045;

– after the year 2045, provide for the sequestration of carbon dioxide from a new power plant to be located in another field of the Legnica deposits;

– by the year 2040, the extraction from the copper ore mines will be carried on;

– after the year 2040, the underground exploitation of salt deposits will be still carried on.

In the aspect of present and future mining activities, it has been found out that the sequestration of carbon dioxide may not be carried on in the vicinity of zones affected by mining works as these zones are much more extensive than the concession areas.

The area of Polish Lowland is an interesting alternative for the needs of partial storage of CO_2 emitted from the power plant and gasification plant in the Legnica region. The area is well recognized and has reliable reservoirs. The disadvantage is that it offers limited storage volume and is located in a considerable distance from the emission source, which means the additional transport costs.

On the basis of the above analyses it has been found out that the needs for carbon dioxide sequestration considerably exceed the retention potential offered by the geological strata after extracting hydrocarbons. The availability of the above-mentioned deposits should be also taken into consideration as part of them belongs to other concession holders.

✓ The sequestration of carbon dioxide in geological strata is still considered as a controversial operation from the ecological, technological and economic points of view.

✓ The region of exploitation of lignite deposits offers no technical opportunity to sequester carbon dioxide emitted from the power plant. This is due to the existing mining conditions and the lack of geological strata that meet the required criteria for the potential sites of CO_2 injection and storage over a sufficiently long period.

✓ The nearest potential sites for carbon dioxide injection are located in a distance of 200-250 km away from the proposed power plant location. i.e. in the area of Polish Lowland, in the depleted crude oil and natural gas deposits.

✓ The CO_2 storage in the area of Polish Lowland will require further analytical work and agreements with the concession holders. Locating carbon dioxide in the geological structures will require further work due to the potential hazard of rock mass degradation and experimentally-proved CO_2 migration and consequently - its penetration into the atmosphere.

Literature

[1] Geologiczna sekwestracja CO_2, R. Tarkowski, PAN Krakow, 2005.

[2] IPCC Special Report on Carbon dioxide Capture and Storage, 2005.

[3] Bilans zasobow kopalin i wod podziemnych w Polsce, PIG, Warszawa, 2006.

[4] Wegiel brunatny optymalna oferta energetyczna dla Polski, Z. Kasztelewicz, Red. Górnictwa odkrywkowego, Bogatynia 2007, Wrocław.

[5] Technologia – sekwestracji i podziemnego lokowania CO2 ze spalin bloków energetycznych 4x1100 MW elektrowni na złozu Legnica Zachód oraz zwiazane z tym nakłady i koszty, KGHM Cuprum CBR, Wroclaw, 2007.

УДК 622.234.5

© С.С. Гребенкин,
В.В. Стеблин,
С.Е. Топчий,
В.Н. Поповский

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ НЕКОТОРЫХ ОСОБЕННОСТЕЙ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД РЕЖУЩИМИ ИНСТРУМЕНТАМИ

У статті обґрунтовується механізм утворення ядра ущільнення і появи розтягальних напружень у напрямі діючого від інструменту навантаження.

В статье обосновывается механизм образования ядра уплотнения и появления растягивающих напряжений в направлении действующей от инструмента нагрузки.

The mechanism of formation of kernel of compression and appearance of stretching tensions in the direction of loading operating from an instrument is grounded in the article.

Прочность горных пород оценивается с учётом в них различных дефектов. Наибольшее влияние на прочность твёрдых тел оказывают трещины, в результате роста и раскрытия которых происходит разрушение. Практически для всех горных пород характерно хрупкое разрушение. Трещины проходят по сложной траектории, преимущественно по границам зёрен минералов. Скорость роста трещины зависит от распределения нагрузки и, как показали измерения, изменяется от 0 до 0,3C; где C – скорость звука в твёрдом теле [1, 2].

Процессы разрушения породы, как результат роста трещин, объясняют механизм прочности трещиноватой породы при её деформации. Механизм разрушения породы зависит от вида приложенной нагрузки, а также от того, точечная ли она или распределенная по площади.

Разрушение породы заключается во вводе энергии для преодоления связей, для увеличения потенциальной и кинетической энергии разрушаемых объёмов. Чем больше затрачено энергии, тем больший объем будет отбит от массива. Исследования процесса разрушения горных пород показывают, что в результате воздействия инструмента на массив под ним образуется нагруженный объём породы, называемый **ядром уплотнения**. Порода в нём находится в состоянии всестороннего сжатия, уплотнена и может передавать нагрузку на окружающую породу.

Сжатое в направлении действующей от инструмента нагрузки ядро уплотнения расширяется в двух других взаимно перпендикулярных направлениях, что приводит к появлению растягивающих напряжений вблизи ядра.

Эту деформацию ядра уплотнения рассмотрим под действием рассредоточенной силы, представив его в виде единичного кубика со стороной a (рис. 1).

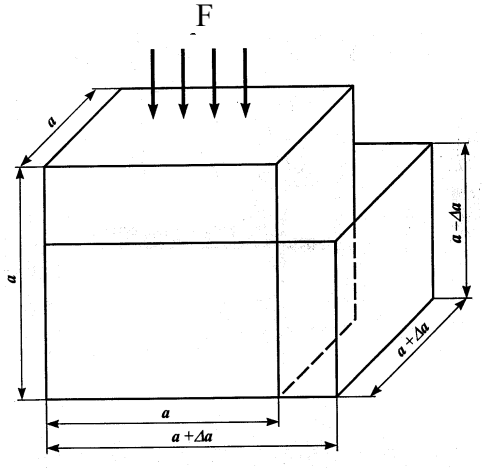


Рис. 1. Схема деформации модели ядра уплотнения

Сила F действует по одной из его поверхностей. В результате этого, рёбра, параллельные вектору силы F – уменьшаются, становясь равными $a - \Delta a$, а рёбра, перпендикулярные вектору силы F – увеличиваются до размеров $a + \Delta a$, где Δa – прирост линейного размера a.

Практически величина объёма V количественно не изменяется, но меняется его форма, так как в результате поперечной деформации часть объёма выходит за пределы первоначального контура в плоскости, перпендикулярной к вектору силы F. Этот прирост объёма ΔV производит работу по деформации окружающей породы.

Выразив величину деформации Δa в продольном и поперечном направлениях через относительные деформации ε, получим:

$$\Delta a_{//} = a\varepsilon_{//} \text{ и } \Delta a_{\perp} = a\varepsilon_{\perp}$$

и объём кубика после деформации равным

$$V = (a + a\varepsilon_{\perp})^2 \cdot (a - a\varepsilon_{//}) \approx a^3 \cdot (1 + 2 \cdot \varepsilon_{\perp} - \varepsilon_{//}). \quad (1)$$

Прирост объёма ΔV в пределах первоначального контура зависит от объёма после деформации в пределах этого контура:

$$V_{01} = a^2 \cdot a \cdot (1 - \varepsilon_{//}) = a^3 \cdot (1 - \varepsilon_{//}), \quad (2)$$

и, с учетом (1) и (2), оказывается равным

$$\Delta V = V - V_{01} = 2 \cdot a^3 \cdot \varepsilon_{\perp},$$

но $a^3 = V_0$ – первоначальный объем кубика, тогда

$$\Delta V = V_0 \cdot 2 \cdot \varepsilon_{\perp}. \quad (3)$$

Однако в массиве величина ΔV не может быть реализована, так как, при расширении ядра объёмом V за первоначальный контур, в массиве породы возникает реакция P (рис. 2), препятствующая этому расширению.

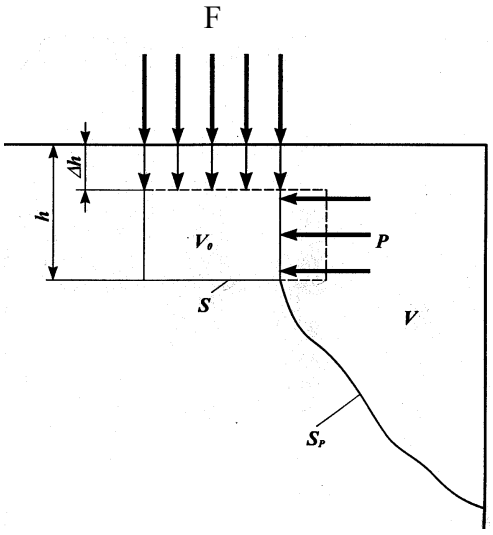


Рис. 2. Расчетная схема для определения работы ядра уплотнения

Работа, производимая ядром уплотнения в результате прироста его объема на величину ΔV за первоначальный контур, зависит от реакции P массива породы на расширение ядра уплотнения, оказывающая сопротивление ему, определяется из выражения:

$$dA = P \cdot dV. \quad (4)$$

Учитывая, что прирост объема ядра уплотнения зависит от действия силы $F(dV_F)$ и реакции массива $P\ (dV_p)$, прирост dV состоит из двух частей:

$$dV = dV_F + dV_p. \quad (5)$$

С учетом (3) можно определить абсолютную деформацию объема ядра уплотнения V:

$$dV_F = V_0 \cdot 2 \cdot \varepsilon_\perp . \quad (6)$$

Между относительным и деформациями $\varepsilon_\perp$ и $\varepsilon_{//}$ существует зависимость:

$$d\varepsilon_\perp = \mu \cdot d\varepsilon_{//} = \frac{\mu \cdot d\sigma_0}{E} = \frac{\mu \cdot dF}{E \cdot S}, \quad (7)$$

где μ – коэффициент Пуассона для породы, в которой образуется ядро уплотнения;

$d\sigma_0$ – напряжение, возникающее от силы dF;

$$d\sigma_0 = \frac{dF}{S},$$

S – площадь контакта инструмента с породой;

E – модуль продольной упругости породы (модуль Юнга).

С учетом (6) и (7) прирост объема ядра уплотнения от действия силы F:

$$dV_F = \frac{2 \cdot \mu \cdot V_0 \cdot dF}{E \cdot S}. \quad (8)$$

Прирост объема ядра уплотнения от действия реакции массива P:

$$dV_p = \frac{\partial V}{\partial P} \cdot dP, \quad (9)$$

но частную производную $\frac{\partial V}{\partial P}$ можно выразить через объемный модуль упругости вещества E_0 и его первоначальный объем V как:

$$\frac{\partial V}{\partial P} = -\frac{V_o}{E_o}, \quad (10)$$

где E_0 – объемный модуль упругости породы.

Тогда из (9) через (10) запишем:

$$dV_p = -\frac{V_o \cdot dP}{E_o}. \quad (11)$$

Вводя в выражение (5) значения составляющих из (8) и (11), получим:

$$dV = 2 \cdot V_o \cdot \frac{\mu}{E \cdot S} \cdot dF - \frac{V_o}{E_o} \cdot dP. \quad (12)$$

Видно, что под действием реакции массива прирост объема dV ядра уплотнения уменьшается.

Дифференциальное уравнение, описывающее работу ядра уплотнения, получим подстановкой выражения (12) в зависимость (4):

$$dA = 2 \cdot \frac{V_o \cdot \mu \cdot P}{E \cdot S} \cdot dF - \frac{V_o \cdot P}{E_o} \cdot dP. \quad (13)$$

Величина реакции P массива определяется величиной силы F и положением ядра уплотнения в массиве или, другими словами, расстоянием от него до свободной поверхности: с удалением ядра уплотнения от свободной поверхности (с ростом H) увеличивается поверхность разрушения S_p и, соответственно, величина реакции P (рис. 3).

При увеличении силы F увеличивается и объем V_0, так как возрастает расстояние, на котором затухает действие силы.

Поскольку величину площади контакта инструмента с массивом можно принять по-

стоянной, то увеличивается боковая поверхность, на которой действует реакция *P*. Следовательно, возрастание объема V_0 приводит к соответствующему уменьшению *P*. Произведение $V_o \cdot P = const$. Величины *E* и E_0 могут быть приняты постоянными, поскольку мало зависят от силы *F*.

Проинтегрировав выражение (13) с учетом изложенного выше, получим:

$$A = 2 \cdot \frac{V_o \cdot \mu \cdot P}{E \cdot S} \cdot \int_o^F dF - \frac{V_o}{E_o} \cdot \int_o^P P \cdot dP = \frac{2 \cdot V_o \cdot \mu \cdot P \cdot F}{E \cdot S} - \frac{V_o \cdot P^2}{2 \cdot E_o}. \quad (14)$$

В полученном выражении первое слагаемое представляет собой работу ядра уплотнения без учета его деформации реакцией *P*, второе – работу деформации ядра уплотнения от реакции *P*.

Анализ выражения (14) показывает, что если *P=0,* то и *A=0.* Но работа *A=0* и в случае, если реакция массива равна (из 14):

$$P_k = \frac{4 \cdot \mu \cdot E_o \cdot F}{E \cdot S}, \quad (15)$$

где $P_к$ – величина реакции, при которой объем V_0 не деформируется в направлении, перпендикулярном к действию силы *F*.

Объемный модуль упругости E_0 связан с модулем продольной упругости *E* формулой:

$$E_o = \frac{E}{3 \cdot (1 - 2 \cdot \mu)}. \quad (16)$$

Подстановка (16) в (15) дает значение критической реакции *P* в зависимости от действующей нагрузки *F:*

$$P_k = \frac{4 \cdot \mu \cdot F}{3 \cdot (1 - 2 \cdot \mu) \cdot S}. \quad (17)$$

Анализ полученного выражения показывает, что, если $P \geq P_к$, внешней работы ядро уплотнения не производит и вся работа силы *F* расходуется на его деформацию и разрушение, тогда как массив породы не разрушается.

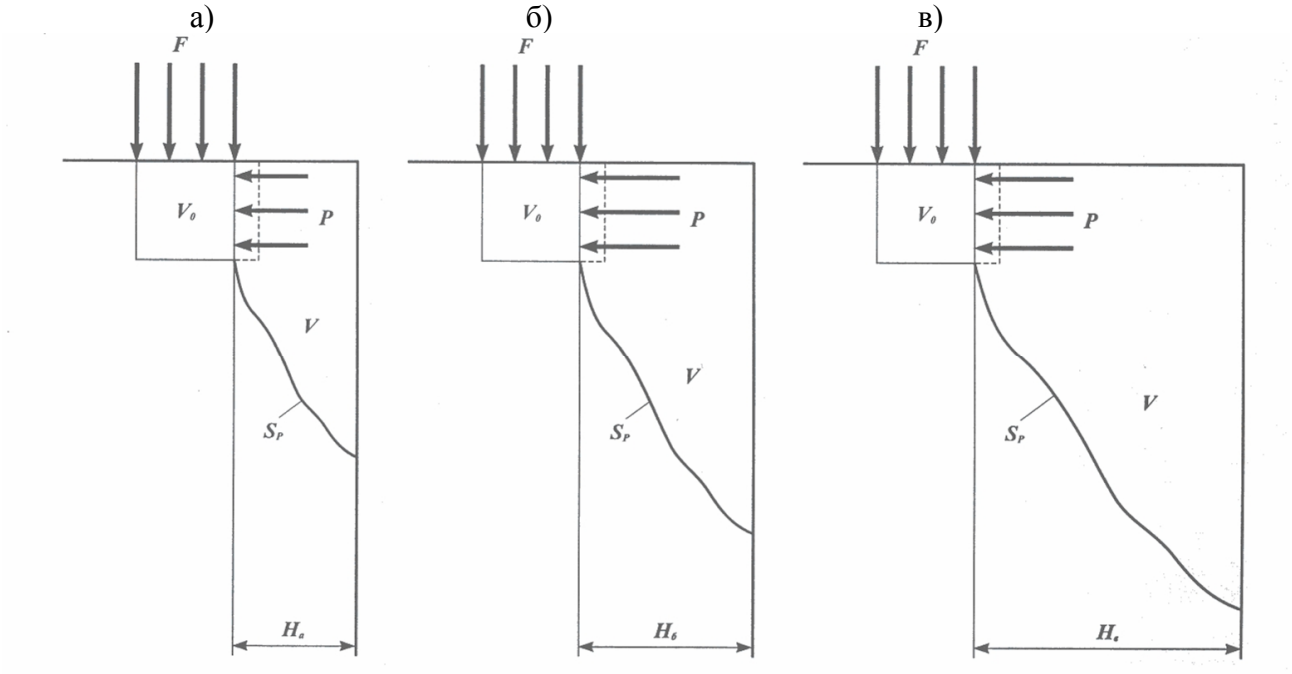


Рис. 3. Изменение величины реакции (нагрузки) P на ядро уплотнения V_0 от его положения в массиве породы

Решая уравнение $dA/dP = 0$ с учетом зависимости (16) между модулями E и E_0, получим величину оптимальной реакции массива равной:

$$P_{опт} = \frac{2 \cdot \mu \cdot F}{3 \cdot (1 - 2 \cdot \mu) \cdot S}. \qquad (18)$$

Работа, описанная выражением (14), представляет собой параболу относительно реакции массива P (рис. 4).

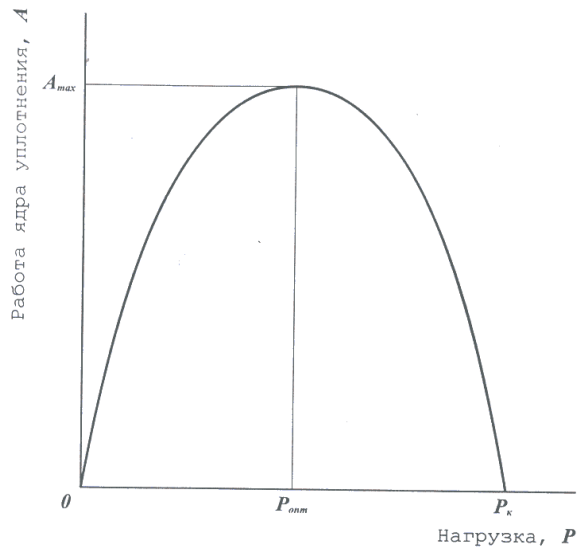


Рис. 4. Зависимость работы ядра уплотнения A от нагрузки P

Нагрузка $P = P_{опт}$ вызывает максимальную работу ядра уплотнения (из 14):

$$A_{max} = \frac{2 \cdot V_o \cdot \mu^2 \cdot F^2}{3 \cdot S^2 \cdot E \cdot (1 - 2 \cdot \mu)}. \qquad (19)$$

Анализируя выражение (19) отметим, что максимальная работа увеличивается при уменьшении площади S контакта инструмента с породой $(S \rightarrow 0)$.

Предложенный выше аналитический аппарат рекомендуется использовать шахтам отрасли при выборе технологии проходческих работ, осуществляемых буровзрывным способом в части назначения параметров скола горного массива при различных числах свободных плоскостей.

Список литературы

1. Протасов Ю.И. Теоретические основы механического разрушения горных пород. – М.: Недра, 1985.

2. Макклинтон Ф., Аргон А. Деформация и разрушение материалов. – М: Мир, 1970.

THE STUDY OF CONTROL SOFTWARE SYSTEM AND VISUALIZATION FOR SPECIAL MINING MACHINE

A. Czechowski, J. Lubryka
Elgór+Hansen

M. Lubryka
JSW S.A., „JAS-MOS" Coal Mine in Jastrzębie Zdrój

SUMMARY: This paper presents the study of control software system and visualization for prototypical hardrockminer, special mining machine. It introduces some selected issues relate to software design, model and the analysis of special mining machine control system working which interacts with frequency converters.

1. INTRODUCTION

The special mining machine control system is an advanced and very sophisticated microchip system executing series of functions, such as [1] [2]:

– control;
– diagnostics;
– visualization;
– recording;
– archiving.

The spatial arrangement of individual components of the entire system suggests a distributed structure of the control system [3] utilizing local area networks as transmission media. Information processing should be hierarchic, starting at the level of control of individual components, through the parameterization of equipment, the diagnostics, recording, visualization, data archiving, to the management level of the entire technological process.

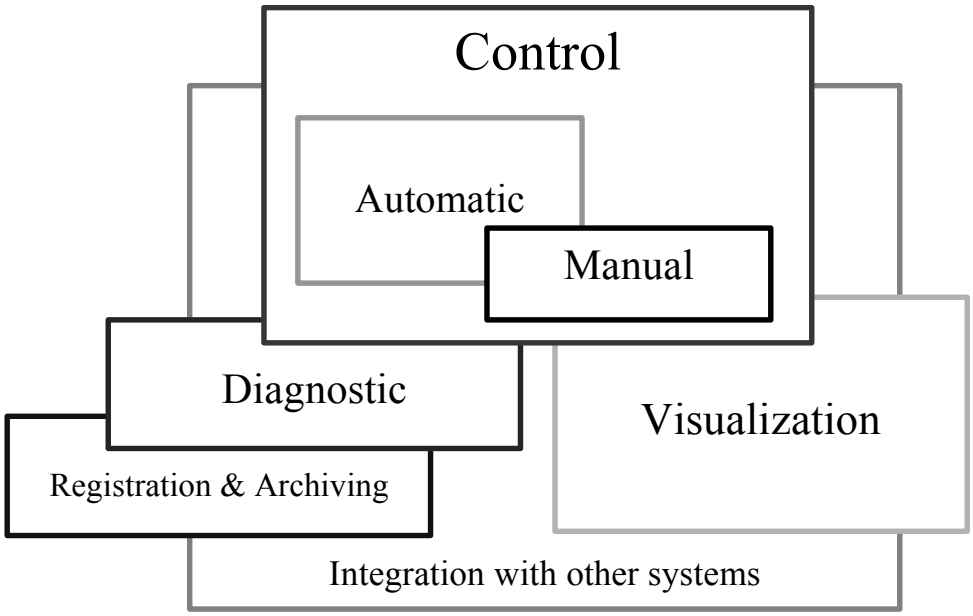


Fig. 1. Operations proceeded by the special mining machine control system

The design and the implementation of the management system for such advanced equipment is not an easy task. The system is assumed to analyze multiple relationships, there must be anticipated the highest possible number of cases, situations and statuses of the machine itself, as well as very difficult surrounding environment.

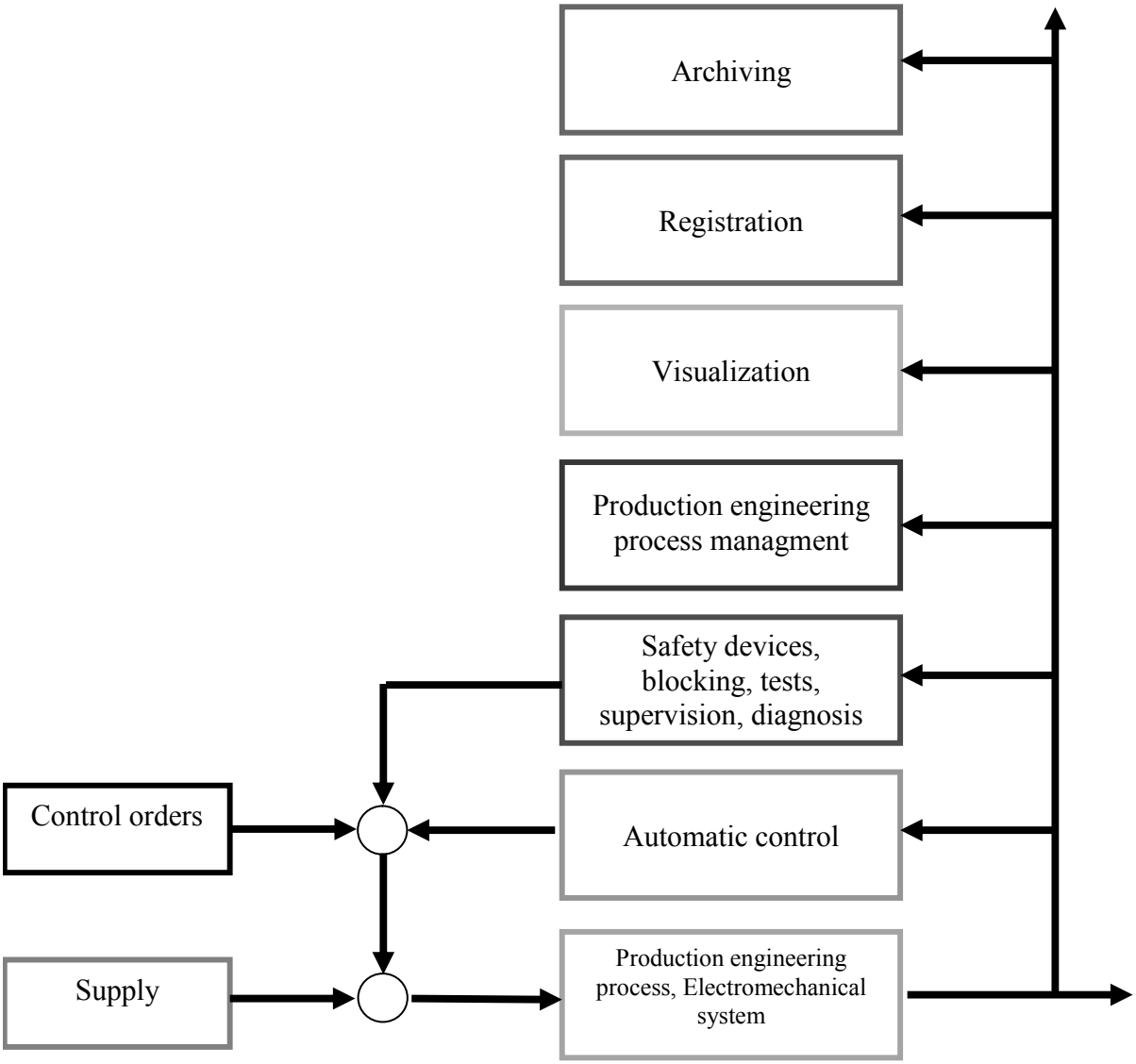


Fig. 2. Levels of information processing in the heading control system

The system is divided into two parts created in two collaborating software development environments by KW Software® [6]. The visualization of the special mining machine and the process was created in ProVisIT® and the control application in Multiprog® environment. Simultaneously with the controller software and the development of visualisations, a system simulating individual components was developed in WinMOD 5 environment by Mawes & Parnter®.

The special mining machine control system is based on the bus, which gave au opportunity of transferring much more information with less cable connections. Figure 3 show parts of the control system connected together by PROFIBUS DP. There is only one master in his topology, which is Industrial Personal Computer.

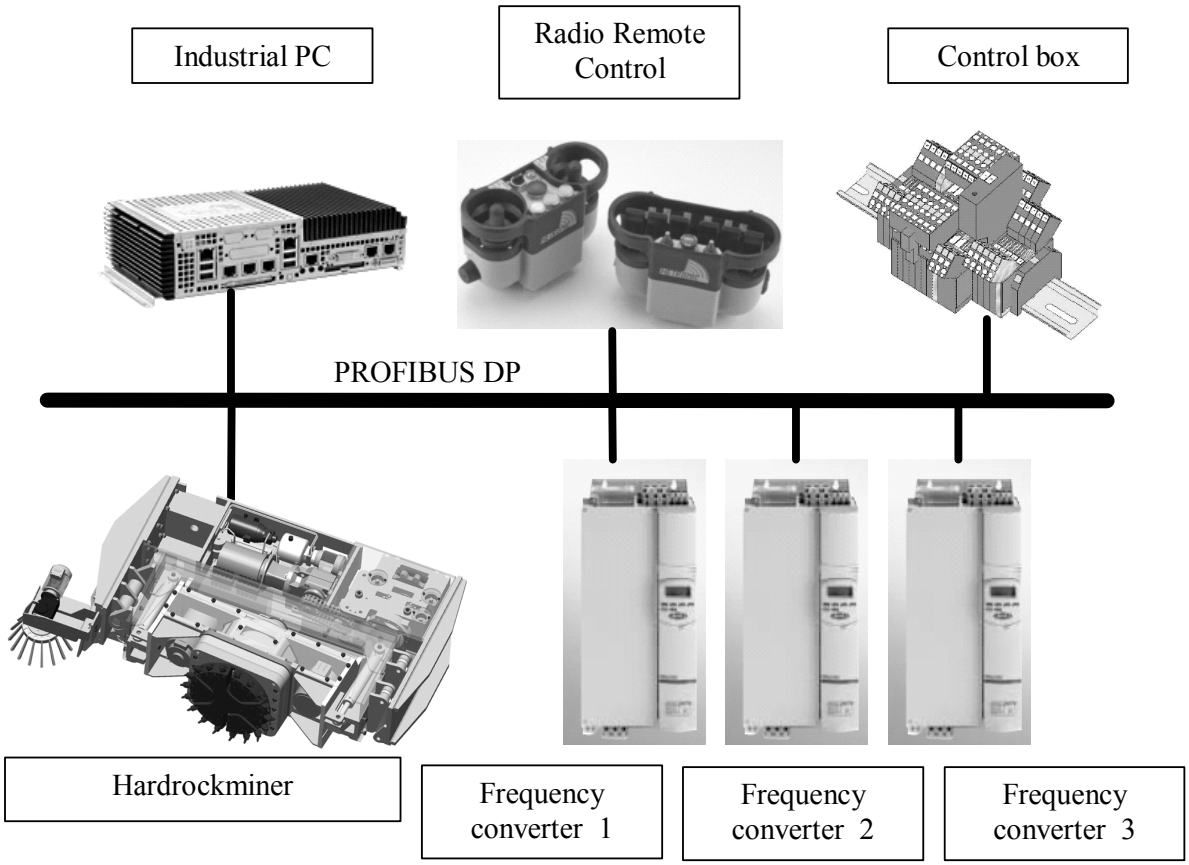


Fig. 3. Control system bus based

2. USED SOFTWARE DEVELOPMENT ENVIRONMENTS

2.1. KW-Software Multiprog

MULTIPROG® is a software development environment, which meets the requirements of IEC 61131 standard for simple in use control applications with average and high level of requirements. Characteristic features of this software development environment:

– supports all programming languages predefined in the IEC standard (including version IEC 61131-3). software developers may select from five standard programming languages: FDB, LD, DL, ST and SFC, along with their graphical combinations,

– includes a tool for modifications of custom console launching system,

– changes of values in online mode are possible depending on the size of the project,

– supports distributed systems with diversified control systems in one project,

– convenient and efficient programming supported by rich resources, such as wizards or indirect solutions, etc.

MULTIPROG® is a 32 bit application operating on Microsoft Windows® 95/98/ME and Windows® NT/2000/XP system platforms.

2.2. KW-Software ProVisIT

Machine visualization in ProVisIT is distinguished by its simplicity, intuitiveness, and well developed dynamism of objects. The factor deciding about the selection of this software was the fact that automation projects become more and more sophisticated, which requires the use of software tools supporting efforts aimed at decentralised control and modular construction of machines. This functionality is no longer the only criterion deciding about the selection of the visualisation software. The level of integration and the availability of various hardware platforms are of significant importance today.

2.3. KW-Software ProConOS

ProConOS® – Programmable operating system controller. This is a real-time, multifunctional, normalised to IEC standard and very fast PLC launching system. It is designed to adapt to collaboration with nearly every hardware platform. It allows for simple linking with existing launching programs, or, thanks to appropriate controllers, it allows the developers of PLC's to offer systems compliant with IEC 61131, maintaining the advantages and the features of their PLC's.

ProConOS® allows for loading and execution of PLC applications, supporting full functionality of the entire system in step (debug) operation, and operating PLC controlled machines or processes. Native machine code is executed, which ensures very high efficiency of operation. Available in several versions, depending on the hardware and system platforms:

– ProConOS® embedded – a real-time solution for embedded systems. It has been adapted by KW-Software to multiple combinations of various CPU's with multiple real-time systems,

– ProConOS® SoftPLC: if an industrial computer executing control and monitoring processes under the control of Windows®, these tasks are fully executed by ProConOS®. SoftPLC contains:

– ProConOS Win RT – real-time PLC software for industrial computers operating under the control of Windows 2000/NT/XP operating system;

– ProConOS® Win RT MC – version of SoftPLC operating in real time under Windows 2000/NT/XP operating system extended with process functionality;

– ProConOS® Win CE – real-time PLC software for Windows® CE operating system;

– ProConOS® for Linux as SoftPLC for Linux operating system.

2.4. KW-Software OPC Server

ProConOS® OPC-Server is used for communication with freely programmable PLC controller or a distributed group of such controllers. It opens the path to standard Windows® or Windows® CE system. ProConOS® Gateway ensures remote access to many ProConOS® PLC applications using TCP/IP protocol (over the Internet or Ethernet).

Functionality of OPC-Server:

– data parameterisation and monitoring through the user interface;
– OPC client receives all necessary variables through a uniform or a hierarchic browser;
– simultaneous communication with multiple ProConOS® PLC instances over the network;
– in case of a change of the project during the process, OPC-Server is automatically updated;
– supports such interface standards as DA 1.0A and 2.04;
– ProConOS® OPC-Server has been tested by OPC foundation in many different tests with numerous OPC clients.

2.5. Mawes & Partner WinMOD

WinMOD is a real-time system for simulation and visualization of signals and behavior of:

– devices,
– components,
– machines,
– installations.

WinMOD communicates with control applications in real time. The configuration consists in definition of the link between the communication interface and one or several automation systems. WinMOD simulation software combines graphical interface with high quality simulation of behavior. The application substitutes real installation with a simulation with very similar behavior. The behavior of a machine or the process of an installation may be simulated on a scalable level. The software may be launched in the automation system by configuration of WinMOD carried out in real conditions of the system. It may be recorded and documented by WinMOD Recorder tool.

2.6. Rexroth Bosch RDwin

RDwin software allows for parameterization, preview and archiving of the settings of Rexroth frequency converters. The next very useful feature of this software is the simplified procedure of searching for most frequent errors and exceptions during the engine start-up.

3. PROGRAMMING OF PROGRAMMABLE LOGIC CONTROLLERS

3.1. Chains

The project created for freely programmable controllers consists of many functional blocks, programs executed with various frequency (depending on needs) and 7 step chains.

Automatic – a step chain executed cyclically during operation of the machine in automatic mode. It can be interrupted by the occurrence of specified conditions or by another step chain. The sequence contains the intelligence of the machine during the mining process.

Stop – a step chain executed in case of pressing of the stop push-button on the remote or local control panel. It stops all other step chains.

AUS – a step chain executed when the emergency stop systems initiates.

Teach – a step chain executed in case of loss of the special mining machine's position by the system. This sequence can be initiated by the user if he wishes to change such mining parameters as, e.g., the zero point of the seam.

Manual_ON – a step chain executed during the start of the machine in manual control mode in the result of pushing of "Rep_ON" push-button on the remote control panel. This sequence contains the start-up of the machine and switching to manual control from the local control panel.

Manual_OFF – a step chain executed during the stop of the machine in manual control mode in the result of pushing of "Rep_OFF" push-button on the remote control panel. This sequence causes safe shut-off of the machine.

Alarm – a step chain executed when information about an error is received from any of the frequency converter. This sequence results in immediate stopping of the machine.

The largest number of problems arose during the development and testing of the chain controlling the automatic operation of the special mining machine. It is also the largest and the most complex step chain in the entire project.

3.2. Programs

Within the project, there were created seven programs responsible for individual parts of the process and overlooking the parameters of individual components.

Main – the main program containing individual functions executed within each control cycle. These functions are responsible for: safety, data conversion, controlling individual components of the system.

Chains – a program executed within each control cycle responsible for execution of individual chains.

Cylinder_control – a program executed within each cycle of the controller, containing functions responsible for the control, supervision and diagnostics of the cylinders of the special mining machine.

Confirmation – a program executed cyclically every 150[ms], querying frequency converters about the starting and stopping times of individual engines.

Check_FC – 3 programs with very similar structure, executed cyclically every 100 [ms] with the task of checking relevant bits in the frequency converters status words, detecting warning and error occurrences, and passing this information to the visualization system. The next task of these software programs is recording of time parameters in frequency converters, namely, the time interval necessary for full start and stop of individual engines.

3.3. Functional blocks

The entire project consists of many smaller functional blocks responsible for individual functions or components of functions in higher level of advance. The breakdown of individual functions is based upon the recommendations of PN-EN 62061 standard entitled: "Safety of machinery – Functional safety of safety-related electrical, electronic and programmable electronic control systems." Below is the list of the most important functional block along with brief descriptions.

Brush_Cyl_friend – a function controlling the position of the brush cylinder in relation to the closest cylinder of the closest cutting head. Its position must fall within certain limits in relation to the cylinders of the cutting head.

Factor_reg – a function calculating the ratio from 0.1 to 2.0 for the current of the engine responsible for the movement of the machine on the basis of the current status of currents from the engine responsible for the movement of the machine, oscillation and rotation of the cutting head. This ratio is not calculated in the manual mode of operation, as in such a case the operator decides about the speed of the machine.

FU_Check – one of the most important functions within the entire program, generating the control word for the frequency converter. The status of individual bits of the control word depends not only on multiple input parameters, but also on the relations between these parameters.

FU_ready – a function checking a relevant bit of the frequency converters status word in order to determine their readiness to operation.

FU_Temperature – a function converting using an appropriate scale the temperatures received from frequency converters into degrees centigrade. Additionally, this function controls the cooling water valves. If the maximum temperature of an individual converter is exceeded, a relevant variable signals such an instance.

Gear_Oil – a function converting the indications of the transmission oil level gauge and checking whether the nominal or the maximum level are exceeded.

Time_Refresh – this function reads the value of current at given time intervals.

Miner_move – a function fully controlling the movement of the special mining machine in individual modes of operation along with full control of its position, direction of movement, the detection of the control point and the conversion of the gauge indications into minimetres of machine displacement.

Miner_OK – a function deciding whether the position of the special mining machine has been confirmed since its last status.

MO_Temp_Conversion and MO_Temperature – functions converting the temperatures transmitted from the engines into centigrade and checking the limits of the engine temperatures.

Motor_reg_current_ska – conversion of the values of engine current into a percentage.

Motor_RPM – a function calculating the number of revolutions per minute and the current number of engine revolutions as a percentage of the maximum value.

Rota_Oszilla_Factor_act act Rota_Oszilla_factor_want – a function calculating the current and the required ratio of revolutions to oscillation.

Visu_Current – a function converting the indications of the current levels into Amperes and controlling the instances of exceeding of the minimum and the maximum levels for each engine separately.

Water_Umr – a function controlling the high pressure pump. If any of the solenoid valves is turned on, the pump is stopped.

Cyl_Pressure – a function controlling the pressure in the cylinders of the machine through the conversion of the current pressure and the control of the instances of exceeding of the maximum and the minimum statuses.

Cylinder_control – a function controlling the operation of the cylinders in individual machine operation modes and correcting their indications.

Cylinder_friend – a function controlling the current positions of the cylinder in relation to the coupled cylinder.

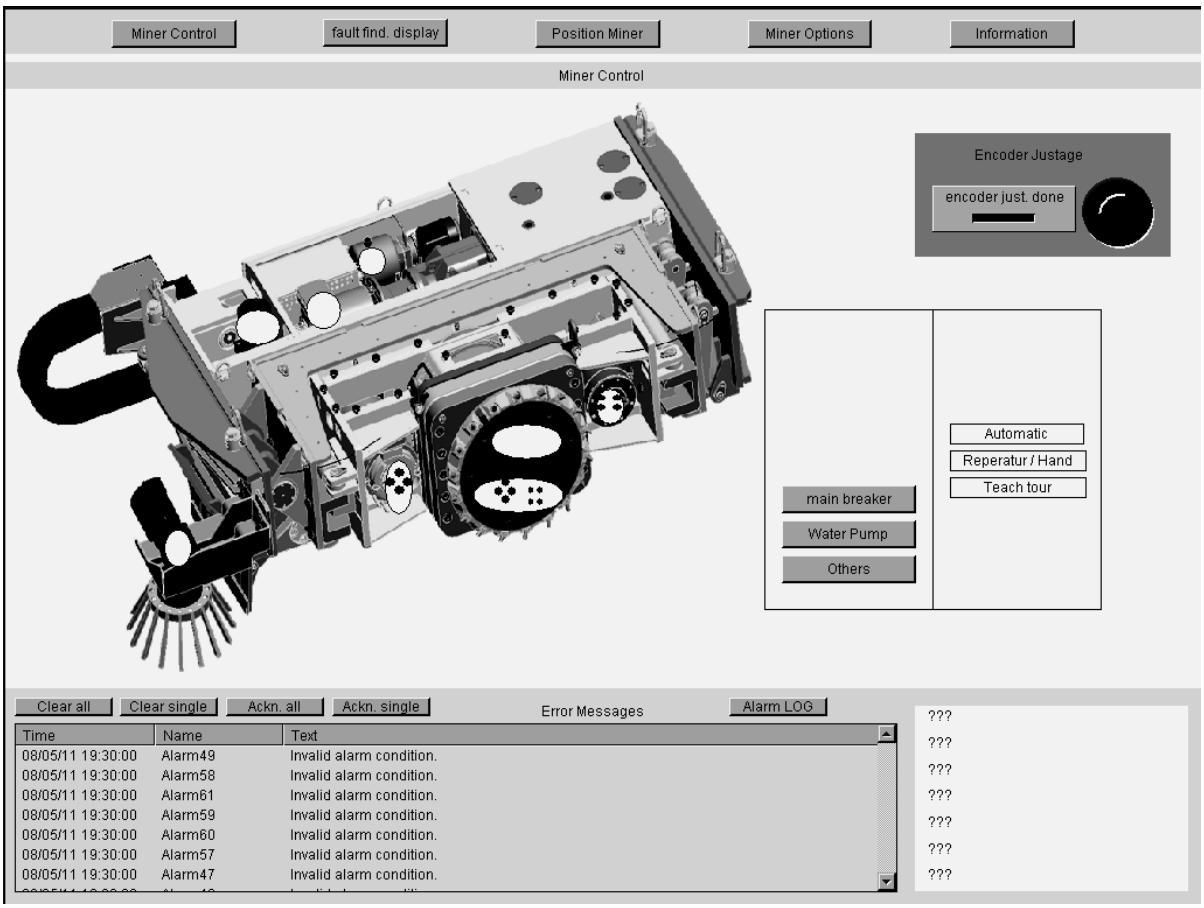


Fig. 4. Screenshot of one of the main visualization screens

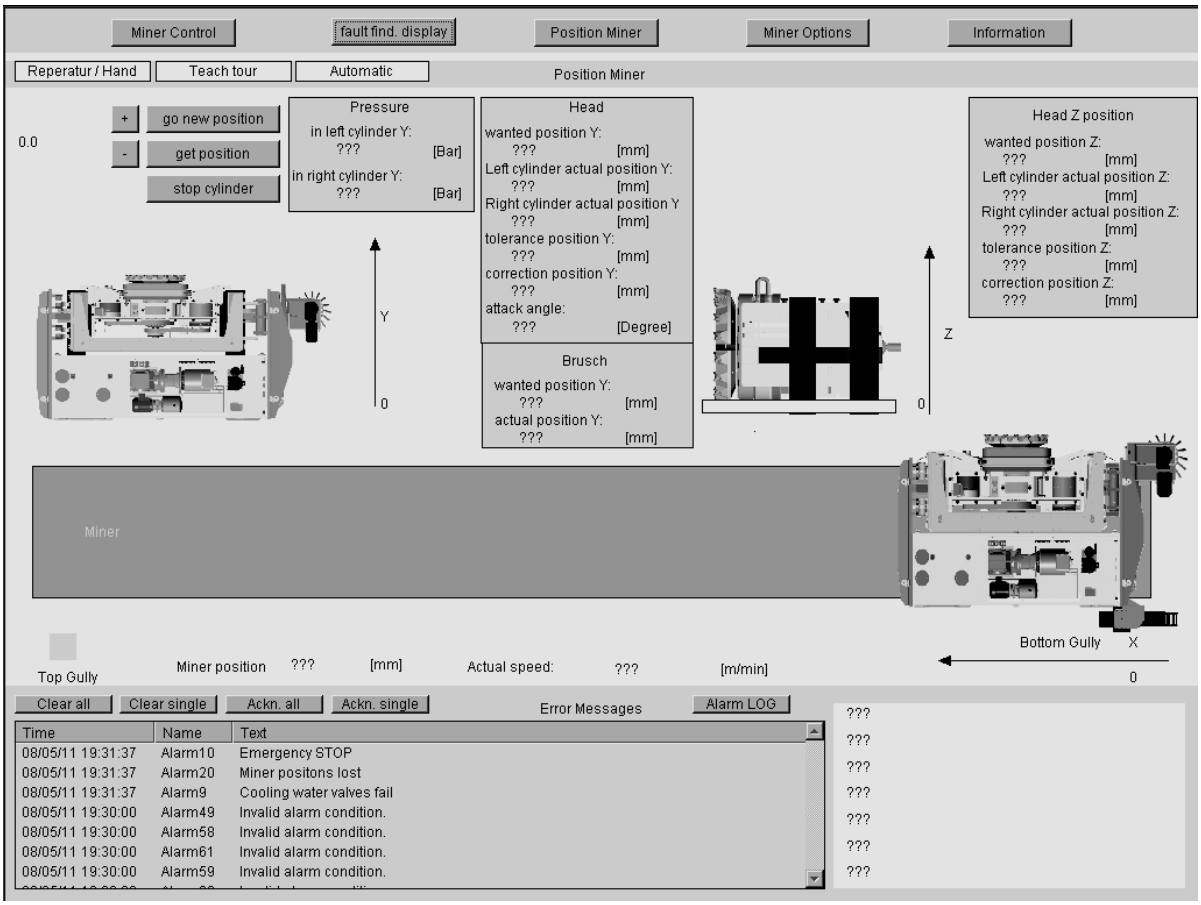


Fig. 5. Screenshot of one of the main visualization screens

Cylinder_min_max – a function controlling the current position of the cylinder, checking whether it goes beyond the maximum or the minimum area.

Speed_Regulation – a function controlling the speed of movement of the special mining machine in individual modes of its operation.

4. SIMULATION

Individual components of the simulation project were developed along with the creation of relevant modules and functions for programmable logic controllers. Individual macros simulated the following components:

Cylinders and solenoid valves:
– position,
– pressure,
– currents.
Frequency converter:
– accepting instructions and sending responses to the controller,
– overcharging,
– temperature,
– warnings/errors.
Engines:
– temperature,
– behavior in given situations.

5. VISUALISATION

The visualization of the special mining machine was developed using ProVisIT software by KW-Software®. Individual visualization screens can be divided into 3 groups: main screens, information screens and step chains. For editing purposes, the color scheme of the screens was changed in this paper into a very bright one. Actual colors are relatively dark in order not to dazzle the operators working under the ground.

6. SUMMARY

The developed software was applied in special mining machine, the ADS Hardrockminer 2006 by Bucyrus-DBT during the exploitation in a platinum mine in the Republic of South Africa, and met the expectations. The structure of the algorithm and the parameterization of the adjustment system were adapted to the dynamic properties of the special mining machine's working components.

In similar solutions with application of a remotely controlled special mining machine interest the Jastrzębie Coal Company coal mines where there appears the problem of exploitation of deposits parts of irregular shapes with a use of short main walls [8] [9].

The direct extension of the issues discussed in this paper may be the concept of adaptive control utilizing the phenomenon of learning by artificial neural networks [15]. This issue would require extensive recording and analyses of operation of identical special mining machines in various mining conditions in order to obtain sufficiently large amount of representative data that could form grounds for learning by fuzzy neural networks [4].

References

[1] Antoniak J., Świtoński E.: „Tendencje rozwojowe w napędach kombajnów węglowych"
[2] Grzywak A.: „Automatyzacja prac przodkowych"
[3] Grzywak A.: „Rozproszone systemy komputerowe"
[4] Godjevac J.: „Comparative study of fuzzy control, neural network control and nauro-fuzzy control"

[5] Halevi Y., Ray A.: „Integrated Communication and Control Systems”

[6] Heyduk A.: „Model i analiza pracy rozproszonego układu sterowania kombajnu ścianowego”. Praca doktorska Politechnika Śląska (niepublikowana).

[7] Kolon S., Mazurczyk A.: „Układy automatyki posuwu kombajnów ścianowych na bazie przemienników częstotliwości i systemu transmisji sygnałów”

[8] Lubryka M. i in.: „Analiza możliwości eksploatacji krótkimi ścianami partii złoża KWK „JAS-MOS” o niewielkich i nieregularnych kształtach” – XXIX Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu i Geoinżynierii. AGH Kraków. Konferencja Naukowa, Krynica Górska 2006 r.

[9] Lubryka M. i in.: „System kontroli parametrów bezpieczeństwa i procesów technologicznych w Kopalni Węgla Kamiennego „JAS-MOS” – PAN, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 23 – Zeszyt specjalny 4, Polski Kongres Górniczy Kraków 2007 r.

[10] Michalak Z.: „Radiowe sterowanie kombajnów ścianowych” Maszyny Górnicze. ISSN 0209-369364 (1997)

[11] Osowski S.: „Sieci neuronowe w ujęciu algorytmiczny”. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, wydanie drugie, Warszawa, 1996 ISBN 83-204-2197-7.

[12] Pańkow M., Mrozek G., Przegendza P., Wicher R., Figarski A.: „Systemy nowej generacji bezprzewodowego sterowania maszyn wydobywczych ze zdalnym monitorowaniem pracy maszyny i łącznością głosową między operatorami.”

[13] Ray A.: „Distributed Data Communication Network for Real-Time Process Control”

[14] Rutkowska D.: „Inteligentne systemy obliczeniowe. Algorytmy genetyczne i sieci neuronowe w systemach rozmytych”

[15] Rutkowska D., Rutkowski L., Piliński M.: „Sieci neuronowe, algorytmy genetyczne i systemy rozmyte”, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 1999.

УДК 622. 28

© В.Г. Перепелиця,
Є.З. Маланчук

МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ФОРМУВАННЯ ЯДРА ВАЖКИХ МЕТАЛІВ У ТЕХНОГЕННИХ РОЗСИПАХ

У даній роботі приведені рівняння, що дають змогу розв’язати задачі з формування техногенного розсипу на горизонтальну площину і на сформований відкіс в балках, ярах та низинах.

В данной работе приведены уравнения, которые дают возможность развязать задачи по формированию техногенной россыпи на горизонтальную плоскость и на сформированный откос в балках, оврагах и низинах.

Equalizations, which enable to untie tasks on forming of technogenic mineral deposit on a horizontal plane and on the formed slope in beams, ravines and low-laying areas, are resulted in this work.

Процес формування техногенного розсипу являє собою організоване осадження твердої маси з потоку на відведену для цього площу. За рахунок твердого компоненту, що осаджується, формується деяке тіло намиву. Водний потік, що несе матеріал, виливаючись із труб або лотків, розтікається по поверхні тіла намиву та відкладається на цій поверхні. Частково водний потік за рахунок інфільтрації йде в формоване тіло, а частково стікає по поверхні, несучи із собою дрібні частинки корисного матеріалу. Процес потоку гідросуміші по поверхні утвореного насипу є надзвичайно складним рухом неоднорідної рідини по непостійному шорсткому похилу, при цьому витрата постійно зменшується і концентрація твердого в рід-

кому та крупність несучого матеріалу також знижується.

По мірі розтікання гідросуміші по поверхні вже намитого тіла швидкість її руху зменшується за рахунок самого розтікання і в результаті втрати частини води з потоку за рахунок фільтрації через утворену поверхню. Із зменшенням швидкості руху гідросуміші транспортуюча здатність потоку зменшується пропорційно, приблизно, кубу середньої швидкості потоку, що викликає осадження частинок у міру руху гідросуміші.

Можна припускати, що при ідеально плавному розширенні потоку й поступовому зниженні швидкостей потоку на досить великій відстані всі тверді частки будуть відкладатися на дно по фракціях, починаючи з великих і закінчуючи самими дрібними.

Якщо ж швидкості потоку змінюються, то намив буде складним і шари будуть відрізнятися за крупністю їхніх частинок. При змінах швидкості й консистенції потоку намив виходить різношаровим.

Аналізуючі праці А.П. Юфіна, Д. Л. Меламута, С.І. Кріля, Б.О. Блюсса, В.А. Мелентьєва, Н. А. Шнеєра, А.П. Тихомирова та провівши певні узагальнення приходимо до висновку, що одне з основних рівнянь формування техногенного розсипу – це рівняння балансу твердої речовини при проходженні потоку гідросуміші по поверхні, формуючій поверхню відкосу.

Оскільки режими роботи гідротранспортної системи, а також параметри гідросуміші детально обґрунтовані в роботах Блюсса Б.О., Семененка Є.В., Баранова Ю.Д., Шуригіна В.Д [1], то в подальших наших дослідженнях ми розглядаємо тільки витік гідросуміші із пульпопроводу та формування розсипу з ядром в якому і зосереджується основна маса важких металів.

При виведенні рівняння, яке характеризує розподіл твердого компоненту гідросуміші, нами взято за основу праці А.П. Юфіна, та П.Я. Кочиної, зокрема з даних праць моделі формування намивних плотин. Провівши певні аналогії і узагальнивши основні поняття, ми прийшли до вирішення наступних задач розподілу твердого компоненту пульпи:

– формування розсипу на горизонтальну площину;

– формування розсипу в ядрах, балках та низинах.

Розглянемо випадок коли з трубопроводу виливається гідросуміш об’ємна, витрата твердого компоненту якої – q_{TB}, (рис. 1).

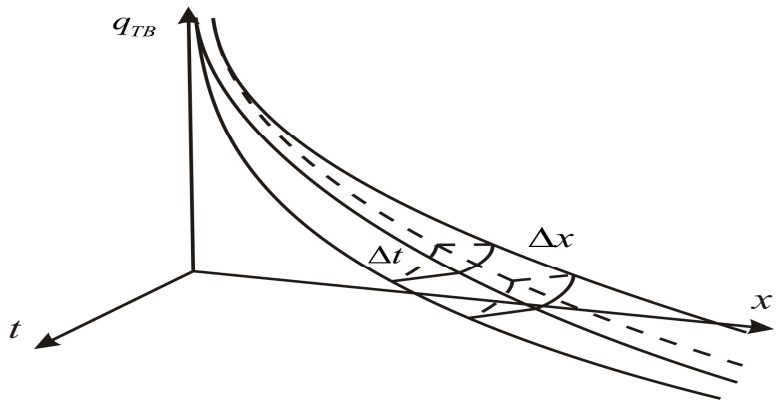


Рис. 1. Розподіл твердого компоненту гідросуміші в просторовому випадку

Для виводу рівняння розподілу гідросуміші у розсипі розглянемо два перерізи стікаючого потоку гідросуміші (одиничної ширини) на відстанях x і $x+\Delta x$ від місця її випуску. За відрізок часу Δt на ділянку між обраними перерізами ввійде кількість твердого компоненту пульпи $q_{TB}\cdot\Delta t$, а вийде відповідно Δt – твердого компоненту пульпи (рис. 2). Отже, можемо записати, що:

$$\left(q_{TB}+\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}\Delta x\right)\Delta t, \tag{1}$$

де q_{TB} – об'ємна витрата твердого компонента пульпи.

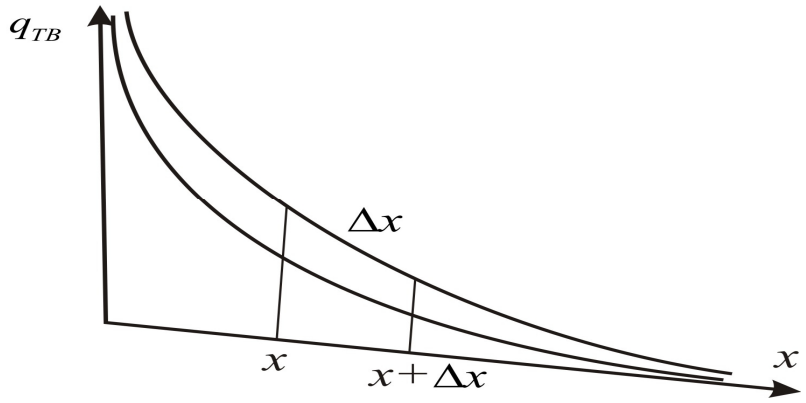


Рис. 2. Розподіл твердого компоненту гідросуміші в площині

Розглянемо площину ($q_{TB}0x$). Врахувавши (1), об'єм твердого компоненту пульпи на розглянутій ділянці дорівнюватиме:

$$q_{TB}\Delta t-\left(q_{TB}+\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}\Delta x\right)\Delta t=-\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}\Delta x\Delta t\,. \tag{2}$$

Якщо $\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}<0$, то відбувається відкладення твердого компоненту пульпи на розглянутій ділянці, а якщо $\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}>0$, то спостерігається змив твердого компоненту пульпи.

Відкладення пульпи або розмив відкладів спричиняє зміна оцінки поверхні відкосу по вертикалі. Перенесемо розглянутий об'єкт (елемент) формування до деякої ортогональної системи координат і приймемо вісь абсцис *x* по дні потоку, а вісь ординат *z* – перпендикулярної площині дна. Тоді об'єм твердого компонента пульпи, що утвориться за рахунок зміни оцінки дна, можна представити наступним виразом:

$$\frac{\partial}{\partial t}(z\Delta x)\Delta t=\frac{\partial z}{\partial t}\Delta x\Delta t\,. \tag{3}$$

Знайдені зміни об'єму $\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}\Delta x\Delta t$ та $\frac{\partial z}{\partial t}\Delta x\Delta t$, очевидно рівні як такі, що відбуваються за той самий відрізок часу Δt на одній і тій же площі відкосу $\Delta x\cdot 1$. Отже, прирівнявши відповідні зміни об’єму, скоротивши на $\Delta x\Delta t$ та перенісши все в одну частину, отримаємо наступне рівняння:

$$\frac{\partial z}{\partial t}+\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}=0\,. \tag{4}$$

Це рівняння балансу твердої речовини було отримано Екснером у 1920 р.

Рівняння (4) можна виразити в масовій витраті *M*. Помноживши його на густину твердого компоненту пульпи ρ_{Γ} і врахувавши, що $\rho_{\Gamma}\frac{\partial q_{TB}}{\partial x}=\frac{M}{\partial x}$ тоді одержимо:

$$\rho_{\Gamma}\frac{\partial z}{\partial t}=-\frac{\partial M}{\partial x}\,. \tag{5}$$

Якщо в рівнянні q_{TB} – об'ємна витрата твердого компоненту пульпи не в пухкому, а в щільному тілі і $q_{TB.ПУХ}=\frac{q_{TB.ЩІЛ}}{1-P}$, (де *P* – коефіцієнт пористості твердого компоненту пульпи), то рівняння набуде вигляду:

$$\frac{\partial z}{\partial t}+\frac{1}{1-P}\cdot\frac{\partial q_{TB.ЩІЛ}}{\partial x}=0\,. \tag{6}$$

Якщо вісь ординат прийняти вертикальною, а вісь абсцис горизонтальною, то глибина потоку *h* буде дорівнювати $z\cos\alpha$. Тоді рівняння запишеться в наступному вигляді:

$$\frac{\partial z}{\partial t}\cos\alpha + \frac{1}{1-P}\cdot\frac{\partial q_{ТВ.ЩІЛ}}{\partial x} = 0, \tag{7}$$

де α – кут нахилу дна потоку.

У останньому рівнянні дві невідомі – $q_{\text{ТВЩІЛ}}$ і z. Щоб знайти ці величини, необхідно скласти додаткові рівняння, що зв'язують ті ж величини, наприклад рівняння нерозривності для потоку гідросуміші по відкосу, який намивається, або прийняти деякий досвід описаний в працях [2...7].

Так як, в задачу наших досліджень входить дослідження формування розсипу як на горизонтальну площину так і сформований відкіс в балках, ярах і низинах, то в подальших дослідженнях розглянемо ці дві задачі з теоретичної точки зору.

Зміна ординати *z* по довжині відкосу рівна:

$$\frac{\partial z}{\partial x} = tg\alpha ,$$

і являє собою похил відкосу *I*, що у загальному випадку змінюється по довжині відкосу, і з часом у всіх точках відкосу, то можна записати, що:

$$\frac{\partial z}{\partial x} = -I\left(x,t\right). \tag{8}$$

З рівнянь (5) і (8) диференціюванням першого по x і другого по t знаходимо: $\rho_{ТВ}\dfrac{\partial^2 z}{\partial t\partial x} = -\dfrac{\partial^2 M}{\partial x^2}$, $\dfrac{\partial^2 z}{\partial t\partial x} = -\dfrac{\partial I}{\partial t}$, звідки отримуємо вираз:

$$\frac{\partial^2 M}{\partial x^2} = \rho_{ТВ}\frac{\partial I}{\partial t}. \tag{9}$$

На основі дослідних даних орієнтовно можна прийняти:

$$M = aI^2, \tag{10}$$

де $a = \varphi q$ (q – питома масова витрата гідросуміші);

φ – деякий безрозмірний параметр, що залежить від характеру та крупності пульпи.

Підставляючи в рівняння (9) значення I з рівняння (10) отримаємо:

$$\frac{\partial^2 M}{\partial x^2} = \frac{\rho_{ТВ}}{2\sqrt{a}}\cdot\frac{1}{\sqrt{M}}\cdot\frac{\partial M}{\partial t}. \tag{11}$$

Заміняючи $\sqrt{M}$ деяким середнім значенням $\sqrt{\bar{M}}$ і перепозначивши $\dfrac{2\sqrt{a}\sqrt{\bar{M}}}{\rho_{ТВ}} = C$, приведемо рівняння (11) до виду рівняння теплопровідності (методи розв’язання якого відомі):

$$\frac{\partial M}{\partial t} = C\frac{\partial^2 M}{\partial x^2}. \tag{12}$$

Використовуючи отримані рівняння, можемо розв’язати наступні дві задачі, тобто формування техногенного розсипу на горизонтальну площину і на сформований відкіс в балках, ярах низинах.

Розглянемо вплив окремих чинників на формування ядра в техногенному розсипі конічного типу.

Кількісно оцінити витрату енергії окремо для кожної взаємодії твердих частинок в падаючому потоці пульпи, а також у воронці розмиву не представляється можливим, тому нами прийнятий метод сумарної оцінки роботи потоку. Сумарна робота виражається максимальною транспортуючою здатністю падаючого потоку в тіло розсипу.

В наших дослідженнях ми застосовували моделювання туфу по гідравлічній крупності, яке більш обумовлено, ніж геометричне моделювання по діаметру частинок, так як воно враховує дію сил тяжіння та інерції на осідаючу породу при намиві.

Проводячи експеримент по встановленні ядра в розсипу важливо було підтвердити наукові ідеї та гіпотези багатьох досліджень інших авторів про існування самого ядра, а також встановити закономірність розподілу важких металів як в площині так і по висоті розсипу, з визначенням параметрів ядра, що можливо лише експериментальним шляхом.

Процес формування техногенного розсипу з утворенням ядра залежно від концентрації питомої ваги пульпи, досліджували у трьохметровому лотку трьома серіями по 27 дослідів кожна. Повздовжній профіль по осі сформованого в процесі експерименту ядра розсипу наведено на рис. 3.

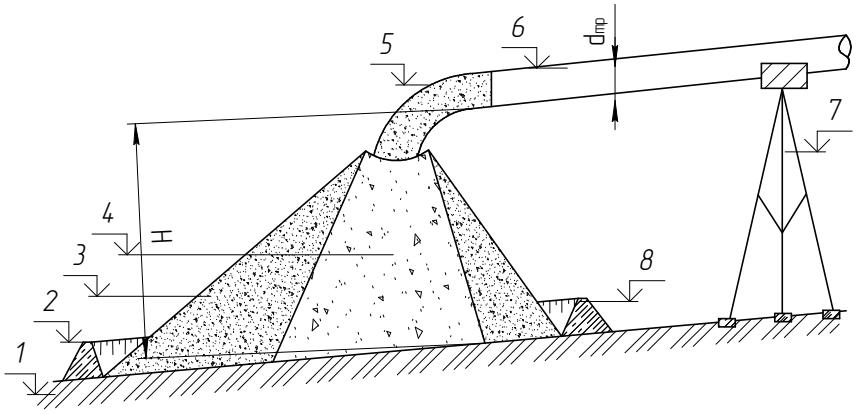


Рис. 3. Повздовжній розріз по осі формування ядра розсипу: 1 – ґрунт карти намиву; 2, 8 – бурт ґрунту; 3 – техногенний розсип; 4 – ядро розсипу; 5 – падаючий струмінь пульпи; 6 – пульпопровід; 7 – фіксатор пульпопроводу

За результатами досліджень побудовані графіки зміни висоти розсипу від довжини його основи для досліджуваних консистенцій пульпи з визначенням кількості металу як в поперечному розрізі так і по висоті в тілі розсипу, що наведена на рис. 4.

В даній рботі приведені дані досліджень для консистенції гідросуміші Р:Т=85:15. Аналогічні експериментльні дані отримані нами і для інших дослідів.

Аналізуючи дані експериментальних досліджень, наведених на графіках, можемо удостовіритись, що розподіл металу в техногенному розсипі нерівномірний, як по висоті так і по довжині розсипу. Основна маса металу сконцентрована в центральній частині розсипу, що підтверджує наші припущення про формування області важких металів.

Для встановлення закономірностей розподілу важких металів та параметрів ядра розсипу в табл. 1 наведені середні значення вмісту металу в ядрі техногенного розсипу як по висоті так і по довжині розсипу в залежності від досліджуваної консистенції гідросуміші та процентного вмісту металу.

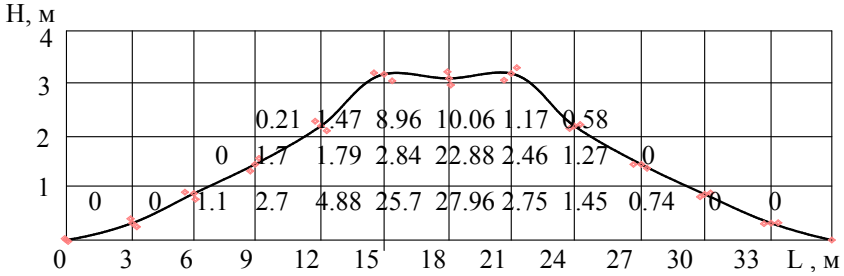


Рис. 4. Графік зміни висоти розсипу від його довжини та розподілу важких металів в тілі розсипу для консистенції пульпи Р:Т / 85:15 при вмісті металу 1%

На рис. 5 наведені осереднені графіки визначення основних параметрів як техногенного розсипу так і вмісту металу в ядрі.

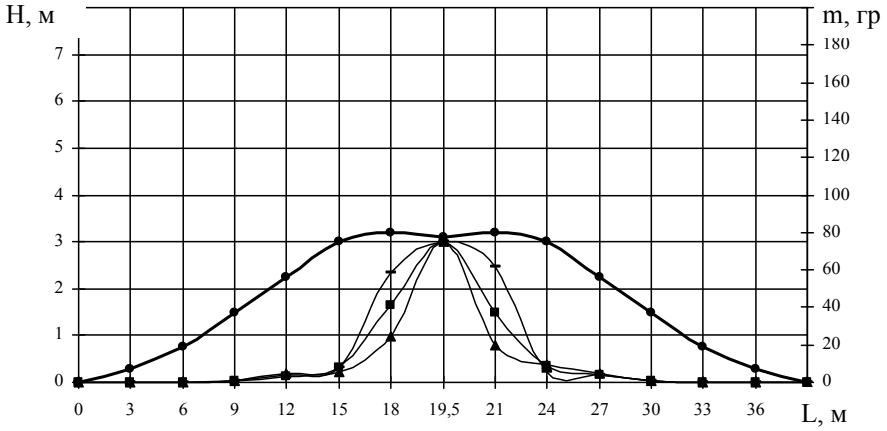


Рис. 5. Графік залежності зміни вмісту металу в техногенному розсипі та формування ядра розсипу для консистенції гідросуміші туфу Р:Т = 85:15, при масі металу в пульпі: ▪ – 1%; ■ – 0.75%; ▲ – 0.5%; ● – техногенна розсип

Співставлення експериментальних даних по вмісту металу в ядрі розсипу для досліджуваних консистенцій гідросуміші та відповідного процентного вмісту металу в ньому наведено в узагальнюючій таблиці. Похибка експерименту не перевищує 8,72%.

Таблиця

Узагальнюючі експериментальні дані по визначенню процентного вмісту металу в ядрі техногенних розсипів конічного типу

№ п/п	Консистенція гідросуміші, Р:Т	Довжина основи L, м	Висота намиву H, м	Процентний вміст металу в дослідах, %	Вміст металу в ядрі $m_я$, гр	Вміст металу в ядрі, в %
1	90:10	45,0	2,9	0,50	34,11	68,22
		45,2	3,1	0,75	59,82	79,76
		44,7	3,0	1,00	73,55	73,55
2	85:15	37,3	3,7	0,50	44,6	59,46
		37,0	3,9	0,75	78,2	69,51
		37,9	3,9	1,00	120,34	80,22
3	80:20	31,8	5,5	0,50	75,46	75,46
		32,1	5,4	0,75	128,03	85,35
		33,0	5,5	1,00	164,1	82,05

Список літератури

1. Баранов Ю.Д., Блюсс Б.А., Семененко Е.В., Шурыгин В.Д. Обоснование параметров и режимов работы систем гидротранспорта горных предприятий. – Днепропетровск: Новая идеология, 2006. – 416 с.

2. Гаврошенко Е.А. Элементы теории намыва грунта. – Гидротехническое строительство, 1950. – №5. – С. 5-10.

3. Шнеер Н.А., Корсунцев В.И. Опытный намыв земляной плотины на строительстве Головной ГЭС. – Гидротехническое строительство, 1962. – №8. – С. 10-13.

4. Тихомиров А.П. Расчет раскладки грунта по фракциям при намыве плотин. – Труды ГИСИ. – Вып. 25. – 1956. – 220 с.

5. Русинов И.Я. Намыв несвязных грунтов и их строение. В кн.: Гидромеханизация земляных и открытых работ. М.: Госэнергоиздат, 1961. – С. 36-44.

6. Мелентьев В.А. Песчаные и гравелистые грунты намывных плотин. – М.: Госэнергоиздат, 1960. – 164 с.

7. Криль С.И. Методы расчета критических скоростей гидротранспортирования твердых зернистых материалов по горизонтальным трубам // Гидравлика и гидротехника, 1985. – Вып. 41. – С. 11 – 16.

УДК 622.831.31

© Бондаренко В.И.,
Ковалевская И.А.,
Симанович Г.А.,
Фомичев В.В.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВМЕЩАЮЩИХ ПЛАСТОВУЮ ВЫРАБОТКУ СЛАБЫХ ПОРОД

Викладено результати дослідження НДС системи «порода-кріплення» з використанням як математичної основи обчислювального експерименту методу кінцевих елементів.

Изложены результаты исследования НДС системы «порода-крепь» с использованием в качестве математической основы вычислительного эксперимента метода конечных элементов.

Results of research of the VAT of system «rock-support» with use are stated as a mathematical basis of computing experiment of a method of final elements.

Стабильность функционирования угольной шахты во многом определяется состоянием подземных горных выработок, среди которых в наиболее сложных условиях эксплуатируются подготовительные выработки, особенно проводимые по слоистому массиву слабых пород, например, на шахтах Западного Донбасса. Здесь необходимость в ремонте подготовительных выработок достигает 50%, а затраты на поддержание составляют 15% в себестоимости добычи угля. Поэтому обеспечение надлежащего эксплуатационного состояния подготовительных выработок шахт Западного Донбасса является важной технической задачей. В понятие «эксплуатационное состояние выработки» специалисты вкладывают комплекс вопросов, связанных в первую очередь с устойчивостью крепи, безопасностью передвижения людей и транспортных средств, надежностью схем проветривания участков шахтного поля. На основании учета данных факторов проектировщиками принимается решение о выборе наиболее рационального типового сечения выработки, для чего необходимо достаточно надежно спрогнозировать эпюру перемещений в любой точке ее контура и оценить соблюдение комплекса конструктивно-технологических норм и требований правил безопасности.

В настоящее же время при выборе типового сечения выработки в нормативных документах перемещения ее контура принимаются усредненными и постоянными отдельно по всей длине кровли, почвы и боков без учета реально существующей неравномерной эпюры перемещений на каждом из этих участков, что усложняет эксплуатацию выработки.

Поэтому, разработка методики прогноза эпюры перемещений в любой точке контура выработки для комплексной оценки ее эксплуатационного состояния и оценка на этой основе типового сечения является, безусловно, актуальной задачей повышения эффективности работы угольных шахт Западного Донбасса. Такая комплексная постановка задачи требует максимально адекватного отражения процессов сдвижения слоистого массива слабых пород в окрестности подготовительной выработки. А именно: учет совместности деформирования массива

и крепи реальной пространственной геометрии с межрамным ограждением и забутованным закрепным пространством; моделирование максимально приближенной к существующей структуры слоистой углевмещающей толщи с неоднородными механическими характеристиками и нарушенными контактами между слоями в окрестности выработки; учет параметров полной диаграммы деформирования каждого из элементов системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки».

Исходя из изложенного сформулирована конечная цель работы – обосновать методику прогноза проявлений горного давления в системе «слоистый массив-крепь подготовительной выработки» на основе выявления закономерностей смещения любой точки контура подготовительной выработки.

На первом этапе исследований получено решение двух основных задач:

- выполнено геомеханическое обоснование модели сдвижения тонкослоистого массива слабых пород в окрестности пластовой выработки (рис. 1);
- проведено комплексное исследование напряженно-деформированного состояния (НДС) системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки» по полной диаграмме деформирования каждого из составляющих ее элементов.



Рис. 1. Структурная схема геомеханического обоснования модели деформирования системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки»

Структура решения первой из поставленных задач состоит из трех основных этапов (рис. 1). На первом этапе выполнено обоснование начальных и граничных условий, характерных для модели «слоистый массив-крепь подготовительной выработки»; на втором – проведение массива тестовых расчетов, определяющих величину влияния на результат различных характеристик системы; и на третьем – выполнен подбор комбинаций изменяемых характеристик системы, используемых при расчетах на втором этапе решения текущей задачи.

Таким образом, обоснован весь комплекс исходных горно-геологических и горнотехнических параметров для максимально достоверного моделирования процессов сдвижения слоистой углевмещающей толщи в окрестности подготовительной выработки.

Проведенный анализ существующих подходов к расчету НДС такой сложной системы и методов оценки устойчивости выработки позволил сделать выбор в пользу использования в качестве математической основы проведения вычислительного эксперимента метод конечных элементов (МКЭ).

С учетом особенностей МКЭ и структурной сложности поставленной задачи разработана блок-схема вычислительного эксперимента (рис. 2), расчетная схема которого сформирована таким специфическим образом, что она проходит несколько этапов актуализации – от разработки основных расчетных элементов модели до адекватного представления о природе выполняемых расчетов.

Актуализация расчетной схемы привела к созданию объемной модели, на основе которой выполнялись все последующие исследования. Для снижения влияния граничных условий на количественные результаты вычислительного эксперимента по оси выработки моделировалось шесть рам, располагающихся на расстоянии 0,5 метра друг от друга. Размеры модели выбраны с учетом минимизации взаимного влияния выработки и граничных условий на результирующие эпюры напряжений и перемещений. При этом на границах модели сохраняются исходные негидростатические условия распределения вертикальных и горизонтальных компонент напряжений.



Рис. 2. Блок-схема постановки и проведения вычислительного эксперимента

Для условий Западного Донбасса по стратиграфическим колонкам рабочих угольных пластов было выбраны, построены и проанализированы результаты вычислений по трем наиболее характерным структурам углевмещающей толщи (рис. 3), с целью поиска оптимального представления тонкослоистого горного массива в расчетной схеме вычислительного эксперимента. Выбор производился по оценке влияния геометрических характеристик породных слоев на НДС рамой крепи.

В ходе расчетов установлено, что при слабых связях между соседними слоями действующие касательные напряжения их разрушают в окрестности выработки и смежные породные слои деформируются с проскальзыванием друг относительно друга. Этот фактор, как видно из представленных эпюр (рис. 4), существенно изменяет поле напряжений и учтен в результирующей модели вычислительного эксперимента

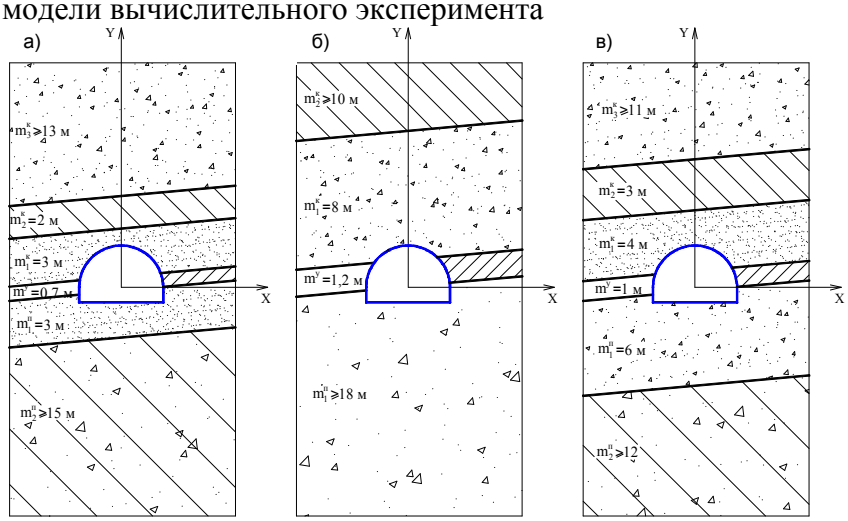


Рис. 3. Модели структуры углевмещающей толщи пород Западного Донбасса

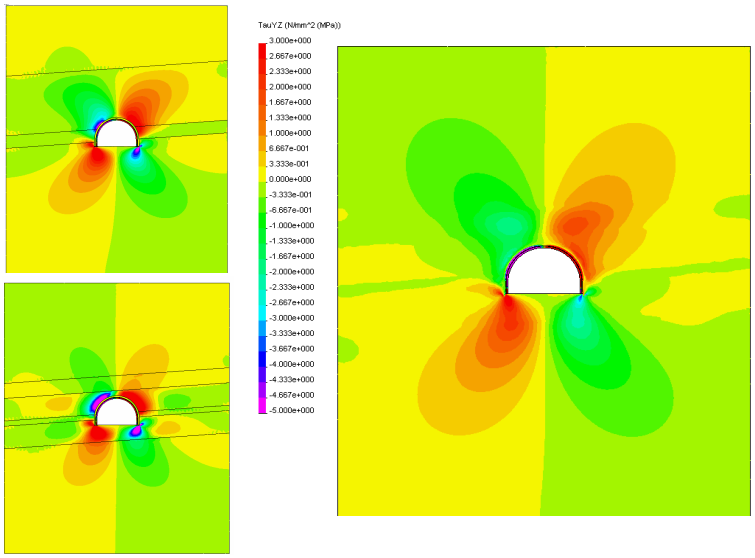


Рис. 4. Эпюры касательных напряжений с учетом проскальзывания (две левых) и без учета проскальзывания (большая правая) породных слоев

Анализ поля приведенных напряжений (рис. 5) позволил с достаточной для горнотехнических расчетов точностью обосновать единую усредненную структуру расчетной области, наиболее полно отражающей все основные особенности реального горного массива в значительной степени, влияющие на погрешность проводимых расчетов. Этот выбор обеспечивает величину привносимой погрешности в пределах 10% во всем диапазоне изменения геомеханических параметров вмещающего массива. Расчет, произведенный для группы тестовых моделей по вариантам размещения выработки относительно угольного пласта так же дал возможность выбрать для расчетной модели усредненный вариант, формирующих НДС системы в пределах допустимой погрешности

Несмотря на различные сочетания деформационных характеристик (табл. 1) установлено, что в кровле и почве подготовительной выработки размеры зон предельного состояния достаточно стабильны и охватывают два породных слоя в кровле и один – в почве. В боках выработки наблюдается ярко выраженная область опорного давления от действия сжимающих напряжений, размеры которой определяются глубиной разработки и прочностными характеристиками близлежащих породных слоев. В рамной крепи снижение приведенных напряжений происходит в случае залегания в непосредственной кровле хотя бы одного породного слоя повышенной жесткости.

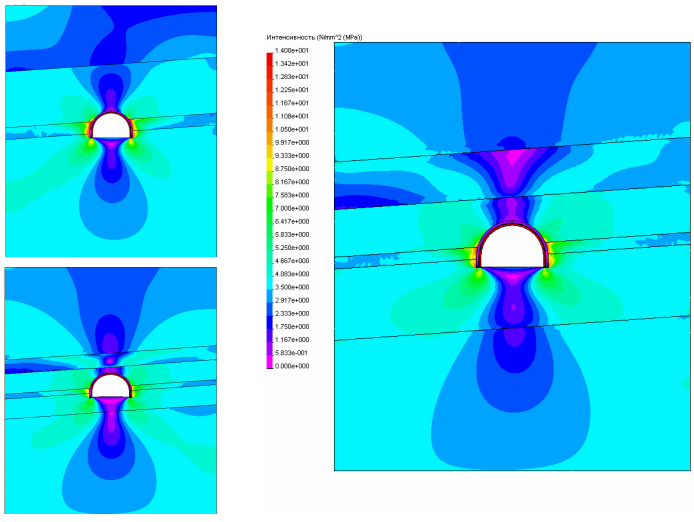


Рис. 5. Эпюры приведенных напряжений для различных моделей вычислительного эксперимента

Таблица 1

Варианты соотношения модулей деформации близлежащих породных слоев углевмещающей толщи, 10^4 МПа

ВАРИАНТ	ПОЧВА ВЫРАБОТКИ	СВОД ВЫРАБОТКИ	СЛОЙ НАД СВОДОМ ВЫРАБОТКИ	ВАРИАНТ	ПОЧВА ВЫРАБОТКИ	СВОД ВЫРАБОТКИ	СЛОЙ НАД СВОДОМ ВЫРАБОТКИ	ВАРИАНТ	ПОЧВА ВЫРАБОТКИ	СВОД ВЫРАБОТКИ	СЛОЙ НАД СВОДОМ ВЫРАБОТКИ
1	0,3	0,3	0,3	10	0,3	0,3	1	19	0,3	1	0,6
2	0,3	0,6	0,3	11	0,6	0,3	1	20	0,6	1	0,6
3	0,3	1	0,3	12	0,6	0,6	1	21	1	1	0,6
4	0,6	0,6	0,3	13	0,3	0,6	1	22	0,3	0,3	0,6
5	1	0,6	0,3	14	0,3	1	1	23	0,6	0,3	0,6
6	0,6	1	0,3	15	0,6	1	1	24	1	0,3	0,6
7	1	1	0,3	16	1	0,3	1	25	0,3	0,6	0,6
8	1	0,3	0,3	17	1	0,6	1	26	0,6	0,6	0,6
9	0,6	0,3	0,3	18	1	1	1	27	1	0,6	0,6

Вторая задача исследований – расчет НДС системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки» (рис. 6) – выполнена при условии нарушенных контактов между слоями и моделирования полных диаграмм деформирования всех составляющих элементов: для каждого из породных слоев и угольного пласта модели использована общепринятая в геомеханических задачах полная диаграмма, состоящая из трех линейных участков (упругопластическая стадия с модулем деформации, разупрочнение с модулем спада, разрыхление на стадии «руинного» разрушения с остаточной прочностью); для рамной крепи использована реальная диаграмма нагружения стали Ст5, учитывающая площадку текучести и стадию упрочнения; полная диаграмма породной забутовки в закрепном пространстве определена на основе существующих шахтных экспериментов.

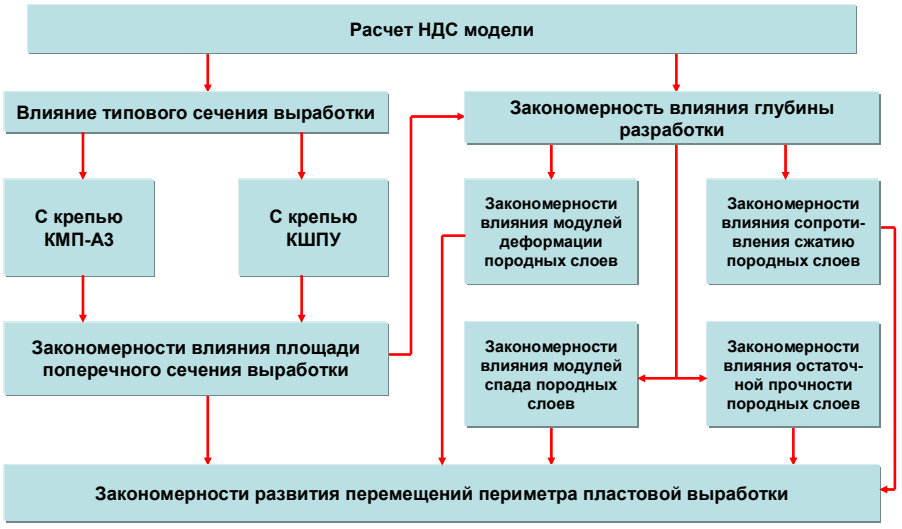


Рис. 6. Схема проведения исследования НДС модели

В ходе решения второй задачи выполнен обширный комплекс расчетов по 27 вариантам сочетаний модуля деформации близлежащих породных слоев (табл. 1) и 27 вариантам сочетаний расчетного сопротивления пород сжатию (табл. 2).

Для широкого анализа влияния сочетаний параметров запредельного состояния породных слоев, были выполнены 64 варианта расчетов на основании данных из таблицы 3. В итоге выполненных исследований получены следующие результаты.

Таблица 2

Варианты расчетного предела прочности на одноосное сжатие близлежащих породных слоев углевмещающей толщи

ВАРИАНТ	$(\sigma^{П}_{сж})_1$, МПа	$(\sigma^{К}_{сж})_1$, МПа	$(\sigma^{К}_{сж})_2$, МПа	ВАРИАНТ	$(\sigma^{П}_{сж})_1$, МПа	$(\sigma^{К}_{сж})_1$, МПа	$(\sigma^{К}_{сж})_2$, МПа	ВАРИАНТ	$(\sigma^{П}_{сж})_1$, МПа	$(\sigma^{К}_{сж})_1$, МПа	$(\sigma^{К}_{сж})_2$, МПа
1	5	5	5	10	5	5	20	19	5	20	10
2	5	10	5	11	10	5	20	20	10	20	10
3	5	20	5	12	10	10	20	21	20	20	10
4	10	10	5	13	5	10	20	22	5	5	10
5	20	10	5	14	5	20	20	23	10	5	10
6	10	20	5	15	10	20	20	24	20	5	10
7	20	20	5	16	20	5	20	25	5	10	10
8	20	5	5	17	20	10	20	26	10	10	10
9	10	5	5	18	20	20	20	27	20	10	10

Таблица 3

Варианты соотношения параметров запредельного состояния близлежащих породных слоев углевмещающей толщи

ВАРИАНТ	1	2	3	4	5	6	7	8
$\frac{(\sigma^{К}_{сж2})^0}{\sigma^{К}_{сж2}}$	0,1	0,1	0,1	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2
$\frac{(\sigma^{К}_{сж1})^0}{\sigma^{К}_{сж1}}$	0,1	0,1	0,2	0,2	0,1	0,1	0,2	0,2
$\frac{(\sigma^{П}_{сж1})^0}{\sigma^{П}_{сж1}}$	0,1	0,2	0,1	0,2	0,1	0,2	0,1	0,2

ВАРИАНТ	1	2	3	4	5	6	7	8
$\frac{M^{К}_{2}}{E^{К}_{2}}$	0,5	0,5	0,5	0,5	3	3	3	3
$\frac{M^{К}_{1}}{E^{К}_{1}}$	0,5	0,5	3	3	0,5	0,5	3	3
$\frac{M^{П}_{1}}{E^{П}_{1}}$	0,5	3	0,5	3	0,5	3	0,5	3

Различные сочетания прочностных и деформационных характеристик по каждому из близлежащих породных слоев обуславливают разную степень их влияния на изменение поля напряжений и перемещений с ростом глубины расположения выработки. Определяющим фактором является вид состояния близлежащих породных слоев и угольного пласта при конкретной глубине залегания. При повышенных прочностных характеристиках близлежащих породных слоев их частично допредельное состояние предопределяет связь напряжений и перемещений с глубиной, близкую к линейной; вариация модуля деформации в интервале $(0{,}3\ldots1)\cdot10^4$ МПа изменяет напряжения до 55%, а перемещения до 131%.

Благодаря проскальзыванию соседних породных слоев относительно друг друга выявлена достаточная независимость поля напряжений породного слоя от вида состояния соседних слоев.

С наступлением предельного состояния хотя бы одного из близлежащих породных слоев

при пониженных прочностных характеристиках зависимость НДС массива от глубины становится существенно нелинейной. В запредельном состоянии рост перемещений усиливается, а напряжений уменьшается; при этом деформационные характеристики слоев несущественно влияют на поле напряжений, а смещения контура выработки, особенно в ее почве, могут изменяться до 2,5 раз и в некоторых вариантах на глубинах $H = 500...600$ м происходит заполнение разупрочненной породой практически всей полости выработки.

В слоях с более высокими прочностными характеристиками поле напряжений в малой степени зависит от перехода соседнего слоя в предельное состояние, а слои пониженной прочности с увеличением глубины переходят в предельное состояние практически независимо от прочностных характеристик соседних более крепких породных слоев.

В отличие от поля напряжений, поле перемещений, особенно эпюра смещения породного контура, тесно связаны с механическими характеристиками не только исследуемого породного слоя, но и соседних слоев. В формировании перемещений участка контура выработки участвуют, все механические характеристики полной диаграммы деформирования породного слоя, примыкающего к рассматриваемому участку – деформационные характеристики оказывают влияние до 100…150%, а прочностные – до 6…8 раз в исследованном диапазоне их изменения. Из механических характеристик соседних слоев, существенное влияние оказывают преимущественно пределы прочности на сжатие и модуль деформации, а параметры запредельного состояния влияют в меньшей степени.

Особенности развития перемещений в боках и почве выработки, охарактеризованы как действие «эффекта штампа», когда более жесткие и менее разупрочненные вышележащие породные слои в совокупности с угольным пластом интенсифицируют процесс перемещений боков и почвы в полость выработки; этот эффект специалистами отмечался ранее в качественном плане, теперь получены конкретные количественные закономерности.

НДС рамной крепи и закономерности его изменения с ростом глубины являются нелинейными, особенно при переходе близлежащих породных слоев в запредельное состояние; образование системы пластических шарниров по контуру рамной крепи способствует (в ряде вариантов) развитию таких ее перемещений, которые исключают возможность дальнейшей эксплуатации выработки.

Выводы

1. Обоснование геомеханической модели выемочных выработок, расположенных в слоистом массиве слабых пород, проведено по комплексу основных горно-геологических и горнотехнических факторов, что позволило максимально адекватно реальным условиям смоделировать процесс перемещения неоднородной слоистой углевмещающей толщи в полость выработки с помощью современных компьютерных программ МКЭ.

2. Во вмещающей выемочную выработку слоистой толще слабых пород переход в предельное и запредельное состояния наступает в различных областях и элементах системы «слоистый массив-крепь выемочной выработки». Поэтому для повышения адекватности геомеханической модели НДС каждого ее элемента должно рассчитываться по полной диаграмме деформирования с учетом особенностей конкретного материала, что впервые выполнено для горно-геологических и горнотехнических условий Западного Донбасса и позволяет глубже раскрыть механизм развития геомеханических процессов в окрестности выемочной выработки.

3. Установлены раздельные закономерности влияния прочностных и деформационных характеристик каждого из близлежащих породных слоев на изменение поля напряжений и перемещений с ростом глубины расположения подготовительной выработки. Определяющим фактором является вид состояния и размеры его области в близлежащих породных слоях и угольном пласте (допредельное, предельное, запредельное) при конкретной глубине разработки. Доказано, что для повышения достоверности прогноза проявлений горного давления необходимо учитывать комплекс механических характеристик как допредельного, так и запредельного состояния массива.

4. Выявлено, что относительная независимость деформирования породных слоев при

их проскальзывании друг относительно друга в окрестности выработки порождает высокую степень независимости поля напряжений отдельного породного слоя от вида состояния соседних слоев, что интенсифицирует развитие перемещений контура крепи выработки.

APPOINTING KEY VARIABLES, REGULATING AND OUTSIDE BELOVED DESCRIBING OBJECTS ON THE EXAMPLE OF MINES OF THE HARD COAL

Andrzej Krowiak

Central Mining Institute, Katowice, Poland

Abstract: In the article a method of appointing the poignancy of variables describing the object with the division was presented on: key variables being characterised by the greatest poignancy, autonomous variables having the smallest influence on behaving of object and support and regulating variables having indirect influence. At this target was used zero and of higher classes correlation analysis. Applying the method was shown on the example of beloved of data describing three mines of the hard coal.

Keywords: Economics – Mining – Enterprise – Examination – Method of Examination

Introduction

Functioning of every object can describe for help with numbers many variables. The technical or technological, social, organizational (on example the enterprise) or the economy of given country object can be arrangement with complex in this meaning, Variables describing object can have the character of technical parameters or usable, economic, or possible to measuring social phenomena.

The possibility of description of given object is the creature of introduced method the variables about different character, passing the size in any individuals of measure. It appears however the problem of qualification of strength interaction among these variables as well as the influence of individual variables on behaviour oneself the whole object.

The analysis of course of individual variables in time does not give the synthetic answer on this question. It the analytic permitting on enumerating method of influence among describing variables in article was introduced the given object as well as strength of their influence on behavior oneself the whole object. It calculations on example of archival data with years 1998 – 2002 were illustrated the introduced in article method relating three chosen of hard coals mines. It was used from archival data, because current data are inaccessible. This has not however the principal influence on show practical use of this method.

Method of analysis

In dependence from size of influence of given variable on different describing the object it distinguishes oneself [2]:

- ***key variables*** to characterize with the largest strength of influence on different;
- ***autonomic variables*** possessing small strength of influence on different;
- ***the regulating variables and auxiliary*** situated in nearby of centre of interval.

Their influence on of behaviour the whole object is the relatively small, though near specific arrangement of variables first and second kind they can have on his behaviour essential influence.

It they in analysis were used arbitrarily chosen variables attributing following indices:

1 – annual output [t];
2 – underground output per men-shift[kg/day/men];
3 – the payment with overheads brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t];
4 – the costs of materials brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t];

5 – the costs of energy brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t];

6 – the different costs brought back to 1 tones of obtained carbon [zl/t]

In first step of method the correlations among variables were counted.

Correlations among two variables, called further correlations 0 - classes, calculated in pairs it enumerates from utilization different typical statistical functions contained on example in programme EXCELL.

The applied in analysis tool of *correlation* permits to affirm, or they two ranges of data change simultaneously and in what stage – this is or large values in one collection answer large values with second collection (positive correlation) or large values answer with one collection small values with second collection (negative correlation). It the coefficient of correlation was defined was as quotient of covariance two collections of data as well as the product of standard yaws for these collections.

We in article for *correlation 0-classes* will comply the sign the r_{ij} understanding by then the correlation among *i* and *j* this collections of data. The coefficient of correlation can accept with range value (-1) to (+ 1). They higher ruthless value of this coefficient, this stronger relationship among collections of data. Value zero marks the lack of correlation.

It were marked the coefficients of partial correlations I, II and III classes showing interaction among many variables [1].

Partial correlation I classes are enumerated with formula:

$$r_{ij.k} = \frac{(r_{ij} - (r_{ik}) * (r_{jk}))}{\left(\sqrt{(1 - (r_{ik})^2)}\right) * \left(\sqrt{(1 - (r_{jk})^2)}\right)}$$

where:

– $r_{ij.k}$ – the coefficient of correlation I - classes defining the relationships among collections *i* and *j* by regard the influence of collection *k* on collections *i* as well as *j;*

– r_{ij} – the coefficient of correlation 0 - classes defining relationships among collections the *i* as well as *j;*

– r_{ik} – the coefficient of correlation 0 - classes defining relationships among collections the *i* as well as *k;*

– r_{jk} - the coefficient of correlation 0 - classes defining relationships among collections the *j* as well as *k.*

The correlation I – classes was interpreted as correlation among variables *i* as well as *j* on regard the influence of variable *k* on variables *i* as well as *j*.

Partial correlation II – classes are enumerated with formula:

$$r_{ij.kl} = \frac{(r_{ij.k} - (r_{il.k}) * (r_{jl.k}))}{\left(\sqrt{(1 - (r_{il.k})^2}\right) * \left(\sqrt{(1 - (r_{jl.k})^2)}\right)}$$

where:

– $r_{ij.kl}$ – the coefficient of correlation II – classes defining the relationships among collections *i* as well as *j* on regard the influences of collections *k* as well as *l* on collections *i* as well as *j;*

– $r_{ij.k}$ – the coefficient of correlation I – classes defining the relationships among collections *i* as well as *j* on regard the influences of collections *k* on collections *i* as well as *j;*

– $r_{il.k}$ – the coefficient of correlation I – classes defining the relationships among collections *i* as well as the *l* on regard the influences of collections *k* on collections *i* as well as *l;*

– $r_{jl.k}$ – the coefficient of correlation I – classes defining the relationships among collections *j* as well as the *l* on regard the influences of collections *k* on collections *j* as well as *l*

The correlation of II – classes was interpreted as correlation among variables *i* as well as *j* on regard the influence of variables *k* as well as the *l* on variables *i* as well as *j*.

Partial correlation III – classes are enumerated with formula:

$$r_{ij.klm} = \frac{(r_{ij.k}l - (r_{im.kl}) * (r_{jm.kl}))}{\left(\sqrt{(1 - (r_{im.kl})^2)}\right) * \left(\sqrt{(1 - (r_{jm.kl})^2)}\right)}$$

where:

– $r_{ij.klm}$ – the coefficient of correlation III – classes defining the relationships among collections *i* as well as the *j* on regard the influences of collections *k*, *l* as well as *m* on collections *i* as well as *j*;

– $r_{ij.kl}$ – the coefficient of correlation II – classes defining the relationships among collections *i* as well as the *j* on regard the influences of collections *k* as well as *m* on collections *i* as well as *j*;

– $r_{im.kl}$ – the coefficient of correlation II – classes defining the relationships among collections *i* as well as *m* on regard the influences of collections *k* as well as *l* on collections *i* as well as *m*;

– $r_{jm.kl}$ – the coefficient of correlation II – classes defining the relationships among collections *j* as well as *m* on regard the influences of collections *k* as well as *l* on collections *j* as well as *m*.

The correlation of III – classes was interpreted as correlation among variables *i* as well as the *j* on regard the influence of variables the *k,l* as well as the *m* on variables *i* as well as *j*.

Similarly we can to define the correlations of higher classes.

In this case was limited only to calculation of correlation 0 and I classes. The source data were passed in Table 1. Enumeration of value the relative correlations 0 – classes are contained in Table 2, and their ruthless values in Table 3. Relative values of the correlation I – classes be passed in Table 4, and their ruthless values in Table 5.

In second step the enumerated relative values of correlation were recalculate on ruthless values (only positive). This essential foundation with point of sight of introduced method is, because the size of strength of influence among variables interests us - indifferently, or correlations have negative sign or positive. Obviously, for we enumerating of correlation of higher classes we use still relative values (positive and negative) from tables of correlation of lower classes.

In third step we enumerate sum of all coefficients of correlation for individual variables separately and for obtainments of the comparability of analyses for correlation of different classes we enumerate average arithmetical these coefficients.

In fourth step we define interval of changeability for individual variables accepting conventionally, that the minimum value of arithmetical average of coefficients has attributed value 0%, and maximum 100%. We were permitted on enumeration this in percentages of strength of influence given variable on behavior the object. Of these numbers indeed higher values since 50% have permitted to include to *key variables* given variable, indeed lower values to *autonomic variables*, and approximate to 50% to *regulating variables* values *and auxiliary.*

Conclusions

In analysis of concrete data it was accepted, that every mine makes up independent from different object. In frames of individual categories of variables the order of notation answers the diminishing strength of influence.

On the basis of analyses of correlation 0 - classes it can affirm that:

- *to key variables* for mine – 1 it can include variables 3 of (payment with overheads), 6 (different costs), 1 (annual output) and 2 (the efficiency of work), for mine – 2 variables 2 (underground output per man – shift) and 4 (the costs of materials), and for mine – 3 variables 1 (the volume of getting out the carbon), 4 (the costs of materials), 5 (the costs of energy) and 3 (the payment with overheads);
- to *autonomic variables* for mine – 1 it was allowed to include variable 4 (the costs of materials), for mine – 2 variables 3 of (the payment with overheads), 5 (the costs of energy) and 1 (annual output), and for mine – 3 variable 2 (underground output per men – shift);
- *to regulating variables and auxiliary* for mine -1 it can include variable 2 (underground output per men – shift), for mine -2 variables 1 (the volume of getting out the carbon) and 6 (different costs), and for mine -3 variable 6 (different costs);

For different mines attributing variables to individual categories is different. On example the

key variable about the largest strength of influence in mine -1 is variable 3 (the payment with overheads), for mine -2 variable 2 (underground output per men – shift) and for mine -3 variable 1 (annual output). Accordingly the *autonomic variable* about the smallest strength of influence of for mine -1 is variable 4 (the costs of materials), for mine -2 variable 3 of (the payment with overheads) and for mine -3 variable 2 (underground output per men – shift).

On the basis of analyses of correlation I - classes it can affirm that:

- to *key variables* for mine -1 it can include variable 5 (the costs of energy), for mine -2 variables 2 (underground output per men – shift) and 6 (different costs), and for mine -3 variables 4 (the costs of materials) and 1 (annual output);
- *to autonomic variables* for mine -1 it can include variables 4 (the costs of materials) and 6 (different costs), for mine -2 variables 3 of (the payment with overheads), 5 (the costs of energy) and 4 (the costs of materials), and for mine -3 variables 2 (underground output per men – shift), 6 (different costs) and 5 (the costs of energy);
- *to regulating variables and auxiliary* for mine -1 was can include variables 3 of (the payment with overheads), 1 (annual output) and 2 (underground output per men – shift), for mine -2 variable 1 (annual output), and for mine -3 variable 3 of (the payment with overheads);

Regard influence of third variable on correlations among two variables (the comparison of results of calculations leaning on correlations 0 - classes and I classes) it causes the following movements and strength of their influence on object among categories of variables:

- *of the predominant variable* about the largest strength influence for mine -1 is variable 5 (the costs of energy). For mine -2 is still then variable 2 (underground output per men – shift), and for mine -3 follows with variable 4 the leader's change (the costs of materials) on variable 1 ((annual output).
- for *autonomic variables* does not step out the change of position for all objects;
- for mine -1 variable 1 ((annual output it be promotes with category of *auxiliary variables and regulating* to category of *key variables*, and variable 6 (different costs) it be promotes with category of *autonomic variables* to category of *key variables*;
- for mine - 2 the the most spectacular phenomenon is passage variable 1 ((annual output) with category of *auxiliary variables and regulating* to *autonomic variables*;
- for mine -3 variables 5 (the costs of energy) and 3 (the payment with overheads) pass through with category of auxiliary variables and regulating to category of key variables, and variable 6 (different costs) with category of *autonomic variables* to *key variables*;

Closure

The introduced method is suitable to analyzing the described the different type of objects the technical data, technical and economic or the measurable sizes describing the social phenomena. The variables were defined in individuals of measure characteristic for them.

Such analysis is particularly useful for destinations management. The managerial personnel should pay back special attention on *key variables* and control it, because they have the largest influence on behavior of object as the whole.

Division on categories of variables appointed in support about correlations 0 - classes is the first approximation. In case of large spreads among minimum values and maximum the average of correlation it gives this enough unambiguous vision of division on categories of variables. The enumerating the next correlations of higher classes causes then only displacement in of *variables predominant* categories and *autonomic* in order of strength the influence. *Auxiliary* variables *and regulating they* can then alter their position more or less in frames their category or aspire in direction of variables predominant or autonomic.

In case of small spreads among average maximum values and minimum the correlation, in peculiarity, when we have to the deal with positive correlations and negative, you should enumerate the correlations of higher classes because of these are calculations more credible results than the cal-

culation in support only about correlations 0 – the line. We in introduced in article example have to deal with from this with second situation.

Literature

[1] Blalock H.M. – „Statystyka dla socjologów", PWN, Warszawa, 1975.

[2] Godet. M. – "Manuel de prospective stratégique", tom 2, Duond, 2001, Godet M. – "Creating Futures Scenario Planning as strategic Management Tool", Economica, 2001.

[3] Biuletyny PARG z lat 1998. – 2002.

Table 1

Primary data

Id.	Description	1998	1999	2000	2001	2002
	MINE - 1					
1	wydobycie węgla [t]	3 174 000	3 217 000	3 472 000	3 454 300	3 345 000
2	wydajność pracy dołowa [kg/pdn]	5 177	7 251	6 454	6 854	7 201
3	wynagrodzenia z narzutami [zł/t]	72,44	69,92	62,88	63,62	65,89
4	koszty materiałow [zł/t]	13,3	14,92	12,42	13,92	13,16
5	koszty energii [zł/t]	7,21	7,96	8,16	8,89	8,85
6	inne koszty [zł/t]	31,7	31,42	30,58	29,85	29,44
II	**MINE - 2**					
1	wydobycie węgla [t]	3 515 000	3 900 000	4 920 000	6 120 000	5 800 000
2	wydajnośc pracy dołowa	3 771	5 433	5 755	6 376	6 026
3	wynagrodzenia z narzutami [zł/t]	73,58	62,25	62,08	65,2	69,14
4	koszty materiałow [zł/t]	8,79	9,29	10,36	11,76	9,1
5	koszty energii [zł/t]	4,57	4,59	6	6,94	4,3
6	inne koszty [zł/t]	34,81	24,59	26,53	25,12	26,28
	MINE - 3					
1	wydobycie węgla [t]	3 484 120	2 933 600	2 946 500	2 693 600	2 455 900
2	wydajnośc pracy dołowa	4 780	5 861	5 505	5 252	5 205
3	wynagrodzenia z narzutami [zł/t]	87,87	91,83	83,35	94,72	104,79
4	koszty materiałow [zł/t]	18,07	13,72	12,44	17,81	20,41
5	koszty energii [zł/t]	9,75	10,3	10,43	10,9	11,06
6	inne koszty [zł/t]	36,3	32,77	28,46	32,84	32,97

Source: [3]

Table 2

Correlation 0 classes – value relative

i / j	1	2	3	4	5	6
	MINE -1					
1	1,0000	0,3666	-0,9898	-0,4669	0,7217	-0,7184
2	0,3666	1,0000	-0,4833	0,3993	0,7708	-0,5785
3	-0,9898	-0,4833	1,0000	0,4203	-0,7833	0,7665
4	-0,4669	0,3993	0,4203	1,0000	-0,0130	0,2869
5	0,7217	0,7708	-0,7833	-0,0130	1,0000	-0,9434
6	-0,7184	-0,5785	0,7665	0,2869	-0,9434	1,0000
	MINE - 2					
1	1,0000	0,8664	-0,2173	0,6665	0,5434	-0,5891
2	0,8664	1,0000	-0,6461	0,6666	0,5183	-0,9105
3	-0,2173	-0,6461	1,0000	-0,4962	-0,4471	0,8313
4	0,6665	0,6666	-0,4962	1,0000	0,9751	-0,5037
5	0,5434	0,5183	-0,4471	0,9751	1,0000	-0,3473
6	-0,5891	-0,9105	0,8313	-0,5037	-0,3473	1,0000
	MINE -3					
1	1,0000	-0,3666	-0,7336	-0,2715	-0,9807	0,4133
2	-0,3666	1,0000	-0,0868	-0,6907	0,2319	-0,6146
3	-0,7336	-0,0868	1,0000	0,7737	0,7149	0,2854
4	-0,2715	-0,6907	0,7737	1,0000	0,3458	0,6494
5	-0,9807	0,2319	0,7149	0,3458	1,0000	-0,3820
6	0,4133	-0,6146	0,2854	0,6494	-0,3820	1,0000

Source: own elaboration

Table 3

Correlations 0 – classes – value ruthless

i / j	1	2	3	4	5	6	Total	Average	% of scale
I	**Mine -1**								
1	1,0000	0,3666	0,9898	0,4669	0,7217	0,7184	3,2635	0,6527	90%
2	0,3666	1,0000	0,4833	0,3993	0,7708	0,5785	2,5984	0,5197	55%
3	0,9898	0,4833	1,0000	0,4203	0,7833	0,7665	3,4432	**0,6886**	100%
4	0,4669	0,3993	0,4203	1,0000	0,0130	0,2869	1,5864	**0,3173**	0%
5	0,7217	0,7708	0,7833	0,0130	1,0000	0,9434	3,2321	0,6464	89%
6	0,7184	0,5785	0,7665	0,2869	0,9434	1,0000	3,2937	0,6587	92%
II	**Mine -2**								
1	1,0000	0,8664	0,2173	0,6665	0,5434	0,5891	2,8827	0,5765	25%
2	0,8664	1,0000	0,6461	0,6666	0,5183	0,9105	3,6079	**0,7216**	100%
3	0,2173	0,6461	1,0000	0,4962	0,4471	0,8313	2,6379	**0,5276**	0%
4	0,6665	0,6666	0,4962	1,0000	0,9751	0,5037	3,3081	0,6616	69%
5	0,5434	0,5183	0,4471	0,9751	1,0000	0,3473	2,8311	0,5662	20%
6	0,5891	0,9105	0,8313	0,5037	0,3473	1,0000	3,1820	0,6364	56%
III	**Mine -3**								
1	1,0000	0,3666	0,7336	0,2715	0,9807	0,4133	2,7657	**0,5531**	100%
2	0,3666	1,0000	0,0868	0,6907	0,2319	0,6146	1,9906	**0,3981**	0%
3	0,7336	0,0868	1,0000	0,7737	0,7149	0,2854	2,5944	0,5189	78%
4	0,2715	0,6907	0,7737	1,0000	0,3458	0,6494	2,7313	0,5463	96%
5	0,9807	0,2319	0,7149	0,3458	1,0000	0,3820	2,6555	0,5311	86%
6	0,4133	0,6146	0,2854	0,6494	0,3820	1,0000	2,3447	0,4689	46%

Source: own elaboration

Table 4

Correlation I classes – value relative

	Mine -1									
i/j.k	2.3	2.4	2.5	2.6	3.2	3.4	3.5	3.6	4.2	4.3
i = 1	-0,8973	0,6821	-0,4301	-0,0863	-0,9977	-0,9890	-0,9865	-0,9830	-0,7190	-0,3942
	1.3	1.4	1.5	1.6	3.1	3.4	3.5	3.6	4.1	4.3
i = 2	-0,8973	0,6821	-0,4301	-0,0863	-0,9097	-0,7826	0,3041	-0,0761	0,6080	0,7583
	1.2	1.4	1.5	1.6	2.1	2.4	2.5	2.6	4.1	4.2
i = 3	-0,9977	-0,9890	-0,9865	-0,9830	-0,9097	-0,7826	0,3041	-0,0761	-0,3328	0,7640
	1.2	1.3	1.5	1.6	2.1	2.3	2.5	2.6	3.1	3.2
i = 4	-0,7190	-0,3942	-0,6611	-0,3914	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	-0,3328	0,7640
	1.2	1.3	1.4	1.6	2.1	2.3	2.4	2.6	3.1	3.2
i = 5	0,7409	-0,6059	0,8094	0,1906	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	-0,6996	-0,7364
	1.2	1.3	1.4	1.5	2.1	2.3	2.4	2.5	3.1	3.2
i = 6	-0,6672	0,4411	-0,6899	-0,1635	-0,4869	-0,3700	-0,7891	0,7036	0,5599	0,6819
	Mine -2									
i/j.k	2.3	2.4	2.5	2.6	3.2	3.4	3.5	3.6	4.2	4.3
i = 1	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	0,2390	0,6593
	1.3	1.4	1.5	1.6	3.1	3.4	3.5	3.6	4.1	4.3
i = 2	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	-0,9393	-0,4872	-0,5416	0,4824	0,1496	0,5222
	1.2	1.4	1.5	1.6	2.1	2.4	2.5	2.6	4.1	4.2
i = 3	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	-0,9393	-0,4872	-0,5416	0,4824	-0,4829	-0,1152
	1.2	1.3	1.5	1.6	2.1	2.3	2.5	2.6	3.1	3.2
i = 4	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	-0,4829	-0,1152
	1.2	1.3	1.4	1.6	2.1	2.3	2.4	2.6	3.1	3.2
i = 5	0,2210	0,5111	-0,6438	0,4471	0,1132	0,3360	-0,7964	0,5210	-0,4015	-0,1719
	1.2	1.3	1.4	1.5	2.1	2.3	2.4	2.5	3.1	3.2
i = 6	0,9678	-0,7528	-0,3934	-0,5085	-0,9917	-0,8803	-0,8925	-0,9109	0,8916	0,7701
	Mine -3									
i/j.k	2.3	2.4	2.5	2.6	3.2	3.4	3.5	3.6	4.2	4.3
i = 1	-0,6355	-0,7963	-0,7322	-0,1568	-0,8258	-0,8585	-0,2373	-0,9757	-0,7800	0,6876
	1.3	1.4	1.5	1.6	3.1	3.4	3.5	3.6	4.1	4.3
i = 2	-0,6355	-0,7963	-0,7322	-0,1568	-0,5625	0,9772	-0,3713	0,1172	-0,8471	-0,9880
	1.2	1.4	1.5	1.6	2.1	2.4	2.5	2.6	4.1	4.2
i = 3	-0,8258	-0,8585	-0,2373	-0,9757	-0,5625	0,9772	-0,3713	0,1172	0,8784	0,9908
	1.2	1.3	1.5	1.6	2.1	2.3	2.5	2.6	3.1	3.2
i = 4	-0,7800	0,6876	0,3689	-0,7797	-0,8471	-0,9880	-0,8446	-0,4861	0,8784	0,9908
	1.2	1.3	1.4	1.6	2.1	2.3	2.4	2.6	3.1	3.2
i = 5	-0,9897	-0,9602	-0,9820	-0,9778	-0,7021	0,4220	0,6939	-0,0040	-0,0338	0,7585
	1.2	1.3	1.4	1.5	2.1	2.3	2.4	2.5	3.1	3.2
i = 6	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137	-0,5466	-0,6178	-0,3019	-0,5851	0,9510	0,2953
	Mine -1									
i/j.k	4.5	4.6	5.2	5.3	5.4	5.6	6.2	6.3	6.4	6.5
i = 1	-0,6611	-0,3914	0,7409	-0,6059	0,8094	0,1906	-0,6672	0,4411	-0,6899	-0,1635
	4.5	4.6	5.1	5.3	5.4	5.6	6.1	6.3	6.4	6.5
i = 2	0,6424	0,7233	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	-0,4869	-0,3700	-0,7891	0,7036
	4.5	4.6	5.1	5.2	5.4	5.6	6.1	6.2	6.4	6.5
i = 3	0,6598	0,3258	-0,6996	-0,7364	-0,8573	-0,2824	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337
	3.5	3.6	5.1	5.2	5.3	5.6	6.1	6.2	6.3	6.5
i = 4	0,6598	0,3258	0,5293	-0,5491	0,5606	0,8110	-0,0789	0,6925	-0,0667	0,8282
	3.4	3.6	4.1	4.2	4.3	4.6	6.1	6.2	6.3	6.4
i = 5	-0,8573	-0,2824	0,5293	-0,5491	0,5606	0,8110	-0,8825	-0,9574	-0,8591	-0,9810
	3.4	3.5	4.1	4.2	4.3	4.5	5.1	5.2	5.3	5.4
i = 6	0,7431	0,1337	-0,0789	0,6925	-0,0667	0,8282	-0,8825	-0,9574	-0,8591	-0,9810

	Mine -2									
i/j.k	4.5	4.6	5.2	5.3	5.4	5.6	6.2	6.3	6.4	6.5
i = 1	0,7337	0,5297	0,2210	0,5111	-0,6438	0,4471	0,9678	-0,7528	-0,3934	-0,5085
	4.5	4.6	5.1	5.3	5.4	5.6	6.1	6.3	6.4	6.5
i = 2	0,8498	0,5822	0,1132	0,3360	-0,7964	0,5210	-0,9917	-0,8803	-0,8925	-0,9109
	4.5	4.6	5.1	5.2	5.4	5.6	6.1	6.2	6.4	6.5
i = 3	-0,3037	-0,1613	-0,4015	-0,1719	0,1908	-0,3037	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059
	3.5	3.6	5.1	5.2	5.3	5.6	6.1	6.2	6.3	6.5
i = 4	-0,3037	-0,1613	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	-0,1844	0,3350	-0,2178	-0,7931
	3.4	3.6	4.1	4.2	4.3	4.6	6.1	6.2	6.3	6.4
i = 5	0,1908	-0,3037	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	-0,0402	0,3522	0,0489	0,7502
	3.4	3.5	4.1	4.2	4.3	4.5	5.1	5.2	5.3	5.4
i = 6	0,7751	0,8059	-0,1844	0,3350	-0,2178	-0,7931	-0,0402	0,3522	0,0489	0,7502
	Mine -3									
i/j.k	4.5	4.6	5.2	5.3	5.4	5.6	6.2	6.3	6.4	6.5
i = 1	0,3689	-0,7797	-0,9897	-0,9602	-0,9820	-0,9778	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137
	4.5	4.6	5.1	5.3	5.4	5.6	6.1	6.3	6.4	6.5
i = 2	-0,8446	-0,4861	-0,7021	0,4220	0,6939	-0,0040	-0,5466	-0,6178	-0,3019	-0,5851
	4.5	4.6	5.1	5.2	5.4	5.6	6.1	6.2	6.4	6.5
i = 3	0,8025	0,8073	-0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,9510	0,2953	-0,4506	0,8644
	3.5	3.6	5.1	5.2	5.3	5.6	6.1	6.2	6.3	6.5
i = 4	0,8025	0,8073	0,4229	0,7194	-0,4680	0,8452	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013
	3.4	3.6	4.1	4.2	4.3	4.6	6.1	6.2	6.3	6.4
i = 5	0,7526	0,9303	0,4229	0,7194	-0,4680	0,8452	0,1307	-0,3121	-0,8746	-0,8502
	3.4	3.5	4.1	4.2	4.3	4.5	5.1	5.2	5.3	5.4
i = 6	-0,4506	0,8644	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013	0,1307	-0,3121	-0,8746	-0,8502

Source: own elaboration

Table 5

Correlations I – classes – value ruthless

																				Total	Aver.	% of scale
	Kopalnia -1																					
i = 1	0,8973	0,6821	0,4301	0,0863	0,9977	0,9890	0,9865	0,9830	0,7190	0,3942	0,6611	0,3914	0,7409	0,6059	0,8094	0,1906	0,6672	0,4411	0,6899	0,1635	12,526	0,6263	46%
i = 2	0,8973	0,6821	0,4301	0,0863	0,9097	0,7826	0,3041	0,0761	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	0,4869	0,3700	0,7891	0,7036	12,435	0,6217	43%
i = 3	0,9977	0,9890	0,9865	0,9830	0,9097	0,7826	0,3041	0,0761	0,3328	0,7640	0,6598	0,3258	0,6996	0,7364	0,8573	0,2824	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337	12,805	0,6403	54%
i = 4	0,7190	0,3942	0,6611	0,3914	0,6080	0,7583	0,6424	0,7233	0,3328	0,7640	0,6598	0,3258	0,5293	0,5491	0,5606	0,8110	0,0789	0,6925	0,0667	0,8282	11,096	0,5548	0%
i = 5	0,7409	0,6059	0,8094	0,1906	0,7860	0,7207	0,8464	0,8318	0,6996	0,7364	0,8573	0,2824	0,5293	0,5491	0,5606	0,8110	0,8825	0,9574	0,8591	0,9810	14,237	0,7119	100%
i = 6	0,6672	0,4411	0,6899	0,1635	0,4869	0,3700	0,7891	0,7036	0,5599	0,6819	0,7431	0,1337	0,0789	0,6925	0,0667	0,8282	0,8825	0,9574	0,8591	0,9810	11,776	0,5888	22%
	Kopalnia -2																					
i = 1	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,2210	0,5111	0,6438	0,4471	0,9678	0,7528	0,3934	0,5085	11,858	0,5929	58%
i = 2	0,9745	0,7596	0,8146	0,9878	0,9393	0,4872	0,5416	0,4824	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	0,1132	0,3360	0,7964	0,5210	0,9917	0,8803	0,8925	0,9109	13,533	0,6766	100%
i = 3	0,8986	0,1753	0,0341	0,6065	0,9393	0,4872	0,5416	0,4824	0,4829	0,1152	0,3037	0,1613	0,4015	0,1719	0,1908	0,3037	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059	9,5389	0,4769	0%
i = 4	0,2390	0,6593	0,7337	0,5297	0,1496	0,5222	0,8498	0,5822	0,4829	0,1152	0,3037	0,1613	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	0,1844	0,3350	0,2178	0,7931	10,783	0,5392	31%
i = 5	0,2210	0,5111	0,6438	0,4471	0,1132	0,3360	0,7964	0,5210	0,4015	0,1719	0,1908	0,3037	0,9793	0,9876	0,9699	0,9877	0,0402	0,3522	0,0489	0,7502	9,7735	0,4887	6%
i = 6	0,9678	0,7528	0,3934	0,5085	0,9917	0,8803	0,8925	0,9109	0,8916	0,7701	0,7751	0,8059	0,1844	0,3350	0,2178	0,7931	0,0402	0,3522	0,0489	0,7502	12,263	0,6131	68%
	Kopalnia -3																					
i = 1	0,6355	0,7963	0,7322	0,1568	0,8258	0,8585	0,2373	0,9757	0,7800	0,6876	0,3689	0,7797	0,9897	0,9602	0,9820	0,9778	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137	13,975	0,6988	72%
i = 2	0,6355	0,7963	0,7322	0,1568	0,5625	0,9772	0,3713	0,1172	0,8471	0,9880	0,8446	0,4861	0,7021	0,4220	0,6939	0,0040	0,5466	0,6178	0,3019	0,5851	11,388	0,5694	0%
i = 3	0,8258	0,8585	0,2373	0,9757	0,5625	0,9772	0,3713	0,1172	0,8784	0,9908	0,8025	0,8073	0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,9510	0,2953	0,4506	0,8644	13,441	0,6721	57%
i = 4	0,7800	0,6876	0,3689	0,7797	0,8471	0,9880	0,8446	0,4861	0,8784	0,9908	0,8025	0,8073	0,4229	0,7194	0,4680	0,8452	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013	14,996	0,7498	100%
i = 5	0,9897	0,9602	0,9820	0,9778	0,7021	0,4220	0,6939	0,0040	0,0338	0,7585	0,7526	0,9303	0,4229	0,7194	0,4680	0,8452	0,1307	0,3121	0,8746	0,8502	12,830	0,6415	40%
i = 6	0,2561	0,9559	0,8057	0,2137	0,5466	0,6178	0,3019	0,5851	0,9510	0,2953	0,4506	0,8644	0,8691	0,3943	1,1143	0,9013	0,1307	0,3121	0,8746	0,8502	12,291	0,6145	25%

Source: own elaboration

УДК 622.083

© А.В. Савостьянов,
В.И. Бузило,
В.П. Сердюк,
А.Г. Кошка

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

Наведено закономірності зміни стану, що вміщають пологий пласт, гірських порід залежно від зміни технологічних параметрів.

Приведены закономерности изменения состояния, вмещающих пологий пласт, горных пород в зависимости от изменения технологических параметров.

The regularities of changing condition of rocks enclosing flat seam depending on changing technological parameters are given.

Как известно, выемочный участок является основным звеном, от которого зависит рентабельность работы шахты. Основные трудности, возникающие при ведении работ в пределах выемочного участка, связаны с поддержанием выемочного штрека на сопряжении с очистным забоем и сохранение сплошности горных пород в призабойном пространстве движущегося забоя лавы. Указанные трудности, в свою очередь, связаны с технологическими параметрами, к числу которых относятся **длина лавы, скорость подвигания очистного забоя, ширина захвата комбайна, скорость выемки угля комбайном, сопротивление и податливость крепи очистной выработки и выемочного штрека.** Эти параметры, как показал опыт работы шахт, в значительной степени оказывают влияние на состояние горного массива, вероятность его разрушения, и, как следствие, вызывающие длительные простои работы участка и неоправданно высокие расходы. Установлено, что увеличение скорости подвигания забоя уменьшает опускание пород кровли в призабойном пространстве лавы и на сопряжении ее с выемочным штреком [1, 2] . Для достижения этого необходимо иметь высокие скорости выемки угля комбайном, а это, в свою очередь, повышает вероятность разрушения пород кровли в процессе выемки угля. Кроме того, как показал опыт работы шахт Западного Донбасса, при высоких скоростях подвигания очистного забоя лавы имели место внезапные обрушения кровли в лаве и, как следствие, это вызывало полное разрушение механизированного комплекса. Опыт работы шахт также показал, что изменение состояние горных пород, вмещающих выработки, во многом зависит от механических свойств этих пород, их строения, влажности и трещиноватости, наличия зон ПГД, выработанного пространства, примыкающего к отрабатываемому столбу.

Учитывая изложенные выше положения, в работе поставлены и решены следующие задачи.

1. Установлены закономерности изменения состояния горных пород кровли в призабойном пространстве лавы в зависимости от: длины лавы, скорости подвигания забоя лавы и скорости подачи комбайна.

2. Установлены закономерности изменения состояния пород кровли и нагрузки на крепь выемочного штрека на сопряжении с лавой, в зависимости от скорости подвигания забоя лавы и податливости крепи.

Для решения поставленных задач принят метод математического моделирования горного массива, разработанный в НГУ, в котором сдвижение горного массива принято в виде послойного изгиба литологических разностей с расслоением, образованием полостей расслоения и подвижками слоев параллельно напластованию [3, 4, 5]. При этом каждый слой породы представлен не жестко защемленной балкой-полоской, загруженной неравномерно распределенной нормальной нагрузкой от массы подработанных пород, Закон распределения этой нагрузки зависит от жесткости слоя породы, его расположения по отношению к разрабатываемому пласту. Геометрические параметры эпюр нагрузок устанавливались в соответст-

вии с «золотой пропорцией». Установленные параметры эпюр нормальных нагрузок аппроксимировались рядом Фурье по синусам для получения выражения поперечных сил, изгибающих моментов, углов наклона поперечных сил и кривой изгиба слоя.

При моделировании расчеты выполнялись в три этапа.

Вначале в направлении снизу вверх от разрабатываемого пласта до дневной поверхности методом приближения для каждого слоя с учетом механических свойств, скорости подвигания очистного забоя, влажности, трещиноватости и времени, определялись длины пролетов. Граничным условием в данном случае является величина свободного пролета, при котором имеют место свободное опускание слоя породы, зависящее от вынимаемой мощности пласта и способа управления кровлей, которое, согласно экспериментальным исследованиям, при управлении кровлей полным обрушением, для условий шахт Донбасса, составляет 0,6 от вынимаемой мощности пласта. В процессе определения этих пролетов вычислялись параметры опорного давления и границы совместных опусканий смежных слоев над выработанным пространством, которые в свою очередь являются границей полости между смежными слоями. При этом осуществляется проверка каждого слоя на расслоение и разрушение его над серединой пролета. При условии расслоения данного слоя указанные параметры определялись для каждой пачки. Параметры опорного давления, расположение границы опорной зоны со стороны выработанного пространства и длины пролетов, при которых имеет место свободное опускание слоя породы, называются геометрическими параметрами эпюр нагрузок. Длины предельных пролетов в свою очередь определяют массу подработанных пород.

Располагая геометрическими параметрами, в направлении сверху вниз от дневной поверхности к разрабатываемому пласту для слоя породы, для заданной длины лавы, определялись нормальные нагрузки в характерных точках. Распределение нормальных нагрузок от массы подработанных пород между характерными точками принималось линейно. В качестве граничных условий в данном случае принималась величина полных опусканий, зависящих от вынимаемой мощности пласта и способа управления кровлей. При управлении кровлей полным обрушением, в условиях Западного Донбасса, она принималась в пределах 0,85…0,8 от вынимаемой мощности пласта. В результате расчета для каждого слоя породы устанавливается закономерность распределения нормальных нагрузок и реакции при заданных технологических параметрах, включающих длину лавы, среднесуточную скорость подвигания забоя, наличие выработанного пространства, примыкающего к отрабатываемому пласту, наличие зон ПГД или зоны разгрузки, а также времени с момента остановки забоя лавы. В результате расчета устанавливалась общая картина области сдвижения горного массива при его подработке. Это, в частности, позволяет определять размеры полостей расслоения по всей площади подрабатываемого столба

Для более детального анализа состояния горного массива разработан аппарат, позволяющий для каждого слоя породы в любой его точке в пределах зоны влияния выработки вычислять напряжения от изгибающего момента, поперечных сил, нормальных нагрузок и сил трения. Определять опускания слоя породы, в заданных условиях и технологических параметров, смещения слоя пород по напластованию и деформации. Это дает возможность определять вероятность образования нормальных к напластованию трещин, высоту полости, которая образуется между смежными слоями.

Для моделирования приняты условия, характеризующиеся стратиграфическим разрезом разведочной скважины №14876, расположенной в пределах выемочного столба 800-ой лавы пл. c_8 – нижний, отрабатываемого на шахте «Западно-Донбасская». Глубина залегания пласта 450 м, мощность его 1,2 м, угол падения 3 град. Система разработки – столбовая, управление кровлей – полное обрушение. Для моделирования надугольная толща разделена на 23 слоя по литологическим разностям, включающие алевролиты, аргиллиты и песчаники. Мощность слоев – изменялась в пределах 4…40 м. Выемка угля в очистном забое осуществлялась комбайном с шириной захвата 0,8 м. Предусматривалось 3 смены по добыче, общей продолжительностью 18 час. Коэффициент машинного времени принят 0,3. Длина лавы изменялась в пределах от 120 до 200 м с интервалом 20 м. Среднесуточное подвигание изменя-

лось в пределах от 2 до 10 м/сут с интервалом 2 м/сут, т.е. общее количество составило 25 вариантов.

Для того, чтобы обеспечить заданную скорость подвигания очистного забоя вначале, согласно приведенному ниже выражению, была установлена требуемая скорость подачи комбайна $V_к$ в зависимости от принимаемой длины лавы $L_л$, ширины захвата комбайна $r_к$ и машинного времени в течение суток T.

$$V_k = \frac{V_з L_л}{r_к T}, \text{ м/мин.}$$

В процессе моделирования изменялась скорость подвигания очистного забоя, и, при этом, фиксировалось изменение параметров очистного забоя и состояние пород непосредственной кровли (опускание непосредственной кровли над забоем и у границ призабойного пространства, а также величина эквивалентных напряжении (SPR) и максимальных касательных напряжений (τ_{max})). Прочность пород непосредственной кровли на одноосное сжатие ($R_{сж}$) и на скалывание ($R_{ск}$) перпендикулярно напластованию составляло 30 и 18 МПа соответственно.

При моделировании установлено, что в рассматриваемых условиях геометрические параметры эпюр опорного давления практически не зависят от длины лавы. Но прослеживается четкая зависимость этих параметров от скорости подвигания.

На рис. 1 приведены графики изменения параметров опорного давления для наиболее характерных слоев пород в зависимости от скорости подвигания. Из графика можно констатировать, что с увеличением скорости подвигания зона опорного давления сужается, нормальные нагрузки в этой зоне возрастают. При наличии слоя мощностью 25 м, залегающего вблизи разрабатываемого пласта, ниже которого залегают сравнительно тонкие слои породы мощностью 5…8 м, в опорной зоне формируется два максимума (рис. 1а). Один, от основной и непосредственной кровли, расположен на расстоянии 7…8 м, второй – максимум от слоя породы мощностью 25 м, расположен на расстоянии 14…18 м, в зависимости от скорости подвигания забоя.

Для оценки состояния пород, влияющего на условие ведения очистных работ в очистном забое лавы, сделан расчет опусканий и напряжений пород непосредственной кровли, в зависимости от длины лавы и скорости подвигания очистного забоя. При этом скорость выемки угля комбайном принималась в соответствии с заданой длиной лавы и среднесуточной скоростью подвигания забоя лавы.

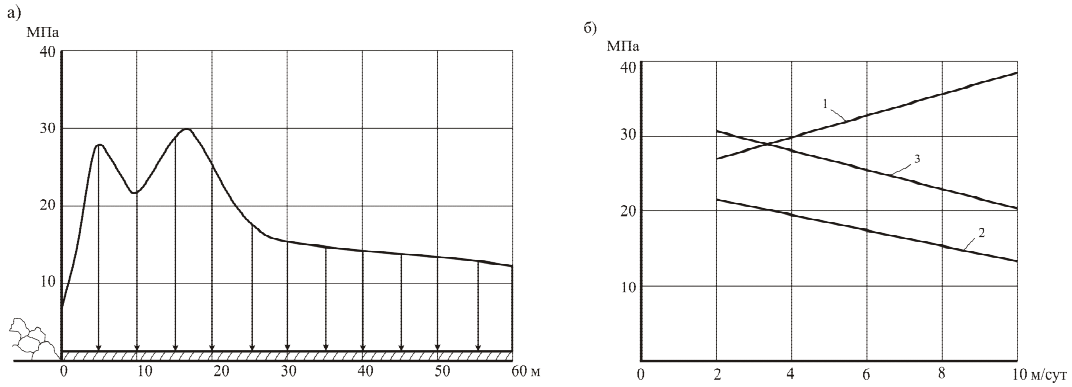


Рис. 1. Графики изменения параметров опорного давления в зависимости от скорости подвигания забоя лавы: а – характер эпюры опорного давления на уровне угольного пласта при скорости подвигания 4 м, сут; б – графики изменения параметров опорного давления; 1 – максимума опорного давления; 2, 3 – геометрических параметров d_0 и а соответственно

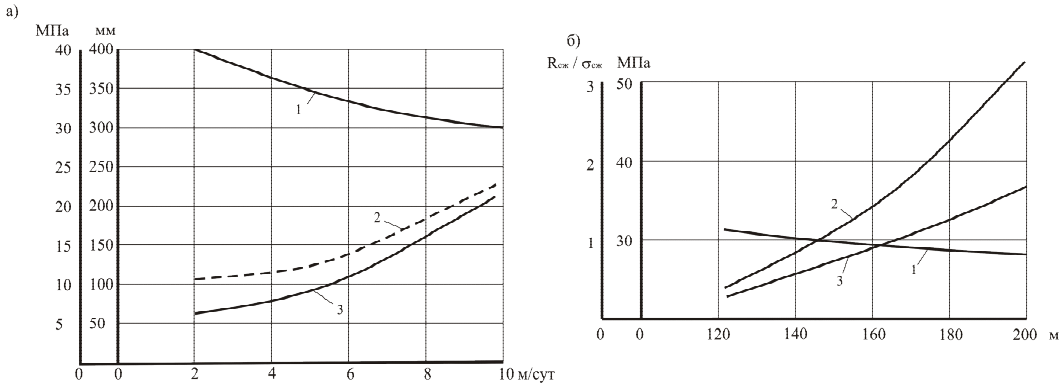


Рис. 2. Графики изменения НДС пород кровли: а – в зависимости от скорости подвигания; б – в зависимости от длины лавы; 1 – опускание кровли; 2 – эквивалентные напряжения SPR; 3 – максимальные касательные напряжения – τ_{max}; 4 – граница предельных напряжений, выше которых слой породы кровли будет разрушаться

Из анализа рис. 2 следует, что с увеличением скорости подвигания – опускания пород непосредственной кровли уменьшаются (кривая 1). При этом наибольшая зависимость этих опусканий имеет место при изменении скорости подвигания до 6 м/сут и подтверждается экспериментальными измерениями. Состояние пород кровли при выемке угля в очистном забое можно оценить эквивалентными напряжениями и максимальными касательными напряжениями, сопоставляя их с прочностью породы на одноосное сжатие и скалывание соответственно. Разрушения пород непосредственной кровли от эквивалентных напряжений в рассматриваемых условиях может иметь место в лавах длиной более 160 м при скоростях подвигания забоя более 6 м/сут.

Для установления закономерности изменения состояния пород в выемочном конвейерном штреке выполнены расчеты НДС на сопряжении этого штрека с очистным забоем лавы. Принята арочная форма штрека с размерами: ширина – 4,5 м, высота – 3,5 м. Штрек проходился с подрывкой почвы и кроли. Высота подрывки кровли – 1,0 м. Крепь металлическая из спецпрофиля, несущая способность одной рамы принята – 16 тс. При моделировании длина лавы принималась 180 м, время, прошедшее с момента окончания проходки выработки принималось 150 сут. В процессе моделирования изменялась скорость подвигания очистного забоя от 2 до 10 м/сут с интервалом 2 м/сут. Результаты расчета приведены на рис. 3.

Из анализа рис 3 следует, что опускание пород кровли при изменении скорости подвигания с 2 до 10 м/сут уменьшается с 315 до 150 мм, практически в два раза. В зоне опорного давления слой глинистого сланца расслаивается и мощность расслоившихся пачек, и их количество зависит от скорости подвигания очистного забоя. Высота обрушения пород кровли выработки, в зависимости от скорости подвигания в заданных условиях, изменялась от 2,7 до 0.

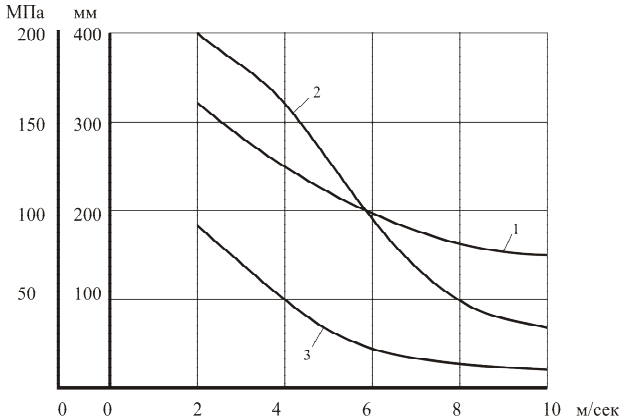


Рис. 3. Графики изменения параметров НДС пород кровли выработки: 1 – опускания; 2 – сжимающие напряжения; 3 – растягивающие напряжения

При заданной податливости крепи 300 мм, нагрузка на крепь со стороны кровли, при скорости подвигания забоя лавы 2 м/сут, достигает 550 тс на п.м. При податливости крепи более максимальных опусканий (в данном случае более 315 мм), нагрузка на крепь не превышала бы массу пород разрушенных слоев, т.е. около 20 тс на п.м. При скорости подвигания очистного забоя более 6 м/сут, когда податливость крепи больше опусканий пород до их разрушения, нагрузка на крепь в данных условиях не превышает 11 тс на п.м.

Анализ напряжений над серединой выработки от изгибающего момента показал, что при увеличении скорости подвигания очистного забоя напряжения уменьшаются. Известно, что при изгибе защемленной балки образование пластического шарнира и разрушение этой балки происходит при условии, когда напряжения от изгибающего момента превышают прочность пород на сжатие в два раза. В рассматриваемых условиях при скорости подвигания забоя более 6 м/сут породы кровли расслаиваются, но не разрушаются.

На основе выполненных исследований сделаны следующие выводы.

1. С увеличением длины лавы в заданном диапазоне, при одинаковом подвигании очистного забоя за счет массы подработанных пород, увеличивается максимум опорного давления.

2. При наличии мощного слоя, залегающего вблизи разрабатываемого пласта, нормальная нагрузка в опорной зоне имеет два максимума, один из которых формируется от основной кровли, второй – от мощного слоя.

3. С увеличением скорости подвигания очистного забоя геометрические параметры опорного давления уменьшаются, максимум приближается к забою отрабатываемой лавы, нормальная нагрузка в опорной зоне увеличивается.

4. С увеличением длины лавы, при одинаковой скорости подвигания, опускание кровли уменьшаются, напряжения в ней, за счет повышения скорости подачи комбайна, возрастают, вероятность разрушения пород кровли при выемке повышается.

5. С увеличением скорости подвигания очистного забоя смещения пород кровли в выемочном штреке на сопряжении с лавой уменьшаются.

6. При не соответствии податливости крепи выработки нагрузка на крепь со стороны вмещающих пород резко возрастает и крепь деформируется.

Список литературы

1. Курченко И.П., Савостьянов А.В. О причинах вторичных осадок основной кровли в очистных выработках. – Уголь Украины, 1980. – №10. – С. 11-12.

2. Журило А.А. Горное давление в очистных забоях с трудно обрушающимися кровлями. – М.: Недра, 1980. – 122 с.

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

4. Савостьянов А.В., Харченко В.В. Метод расчета НДС пород при поддержании выработки. – Д.: Науковий вісник НГУ, 2006. – №7.

5. Савостьянов А.В., Кузьменко А М. К вопросу о теории сдвижения слоистого горного массива при подземной разработке угольных месторождений // Материалы международной конференции «Форум горняков-2006». – НГУ, 2006. – С. 112-117.

УДК 622.831.322

© В.И. Бондаренко,
А.П. Моссур

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ГИДРАТООБРАЗОВАНИЯ В МЕТАНООБИЛЬНЫХ УГЛЕНОСНЫХ ОТЛОЖЕНИЯХ И ИХ ВЫБРОСООПАСНОСТЬ

Наведено аналіз термобаричних умов для гідратоутворення при впливі природних і техногенних факторів. Обґрунтовано необхідність урахування можливості утворення гідратів і їх впливу на викидонебезпечність вугілля і вміщуючих порід.

Приведен анализ термобарических условий для гидратообразования при влиянии естественных и техногенных факторов. Обоснованы необходимость учета возможности образования гидратов и их влияние на выбросоопасность углей и вмещающих пород.

The analysis thermobaric conditions for gidratocreating is reduced at effect natural and man-caused factors. Necessity of the account of a possibility of formation of hydratabilities and their effect on outburst hazard of carbons and adjacent strata are justified.

Проблема гидратообразования в угленосных отложениях в свете последних исследовании в угольной, нефтяной и газовой промышленности является весьма актуальной. Связано это с целым рядом особенностей, как самого-процесса гидратообразования, так и свойств гидратов природных газов.

Гидраты – это льдоподобные субстанции, в которых кристаллическая решетка воды расширена и включает молекулы газов и легкокипящих жидкостей. Термобарические условия формирования гидратов природных газов зависят от состава газов и меняются от 1 до 200 атмосфер и температур от – 30°С до + 40°С.

Одним из свойств гидратов является то, что 1 $см^3$ гидрата содержит 175 $см^3$ газа. Кроме этого, для гидратонасыщенных пород характерна низкая газопроницаемость.

Еще одной особенностью гидратов является увеличение объема гидрата на 26-32% по сравнению с поровой водой, из которой они образуются.

В процессе формирования гидратов в органонасыщенных породах происходит дегазация этих пород и потеря ими легких нефтяных фракций.

Для гидратов характерен эффект Бриджмэна – их взрывоподобное разрушение при сдвиговых деформациях или разнонаправленных знакопеременных динамических нагрузках.

Анализ распределения значений температур и давлений по разрезу угольных месторождений показывает, что имеется целый ряд бассейнов, где естественная зона гидратообразования может достигать глубин 1800-2000 м, а в отдельных случаях и меньше. К ним в первую очередь можно отнести Воркутинский бассейн (Россия), где во вмещающих угли отложениях наблюдаются поровые давления воды и газа близкие к гидростатическим, а температурные режимы, состав рудничных газов и соленость воды таковы [1, 2, 3], что гидратообразование возможно в интервале глубин 250-1200 м. Близкие параметры зоны гидратообразования можно ожидать в районе рудников «Баренцбург» (о. Шпицберген) и «Бухта Угольная» (побережье Берингова моря), где имеются сходные с Воркутинским районом термобарические условия [4, 5, 6]. Для углей интервал зоны гидратообразования будет меньше, так как, показывают лабораторные исследования, равновесное давление перехода газ-гидрат в углях на 2-5% выше, чем в песчаниках, что связано с сорбционными свойствами углей.

В Донбассе в ненарушенном массиве термобарические условия для гидратообразования имеют место только для сероводорода, для углеводородных газов, углекислого они отсутствуют. *Однако при разработке угольных месторождений значения температур и давлений вокруг выработок существенно отличаются от наблюдаемых в естественных условиях.* Причем – это существенно увеличивается с глубиной разработки. Как правило, за счет вентилирования выработок, диффузии воздуха в обрушаемое пространство, поступление водных

масс с поверхности в более глубокие горизонты, нагнетание воды в угольные пласты при проведении противовыбросных мероприятий, десорбции метана, адиабатического его расширения и т.п. – может происходить снижение температуры в пространстве вокруг выработок до 10-15°С по сравнению со значениями in situ [7]. На эти значения температур накладывается изменение температурного режима, связанное с выделением тепла за счет работы машин и механизмов в выработке. Максимальные значения температур фиксируются, как правило, в зоне окисления углей 0,5 м от забоя выработки, где повышение температур связано с физико-химическими процессами [8]. Кроме этого кратковременные повышения значений температур фиксируются при прохождении зон максимумов опорного давления. Это связано с максимальными энергозатратами при бурении этих зон и максимальными отличиями от естественных температурных режимов.

Как правило, восстановление температурного режима в пространстве вокруг выработок не превышает 4-8 часов, а процесс стабилизации температурного режима связан в первую очередь с интенсивностью ведения горло добычных работ.

Проявления горного давления в интервалах пород массива, прилегающих к выработкам, носят дифференцированный характер. Как в пространстве вокруг выработок, так и по падению угольных пластов имеет место чередование интервалов нарушенных (зоны дезинтеграции) и ненарушенных пород и углей [9, 10]. Первым отвечают зоны максимумов опорного давления, где значения давлений могут превышать гидростатические в 2-4 раза [11, 12].

В угольных пластах общая протяженность зон, где фиксируются отклонения значений давлений от гидростатических не превышает 20% от глубины разработки [12], и максимальные деформации углей имеют место на расстоянии 1,5-4,0 м от забоя лав. Изменение градиентов давлений регистрируются в угольных пластах на удалении до 100 м от выработок. Структурные изменения углей фиксируются в интервале 0-20,0 м [13].

Во вмещающих угольные пласты породах зона опорного давления имеет меньшие размеры и зависит от их физико-механических свойств.

Наличие в интервалах структурных изменений углей зон дезинтеграции пород, в пределах которых газ находится в свободном состоянии, приводит к формированию здесь теплоизолирующих экранов за счет того, что газонасыщенные зоны характеризуются пониженной температуропроводностью по сравнению с зонами, где газ в свободном состоянии отсутствует.

Подобные картины имели место в частности при термометрических исследованиях на газовых месторождениях Тюмени [14].

Другой важной особенностью газонасыщенных зон является то, что в процессе выделения его в трещиноватые зоны, происходит адиабатическое расширение газа, приводящее к понижению температур в этих зонах.

Таким образом, ввиду отличия термобарических условий от нормальных, начиная, с глубин залегания угольных пластов более 200 м в зонах максимумов опорного давления можно ожидать перехода свободного газа в гидратную фазу. В качестве примера приведены данные по Центральному району Донбасса (рис. 1).

Процесс гидратообразования носит лавинообразный характер. Связано это с тем, что в гидрат переходит не только свободный газ, но и сорбированный, а также газ, входящий в химический состав углей. Подобная картина наблюдается в нефтяных месторождениях, находящихся в зонах гидратообразования [15].

Кроме этого при гидратообразовании объем гидрата на 26-32% превышает объем воды, из которой он формируется, что ведет к повышению пластовых давлений и ускоряет процесс гидратообразования.

Во всяком случае в Арктике при неподготовленных пластоиспытаниях в течении нескольких часов в затрубном пространстве форимировались гидратные пробки мощностью до 5-10 м, препятствующие добыче газа и часто приводящие к деформации и смятию на этих участках труб обсадных колонн.

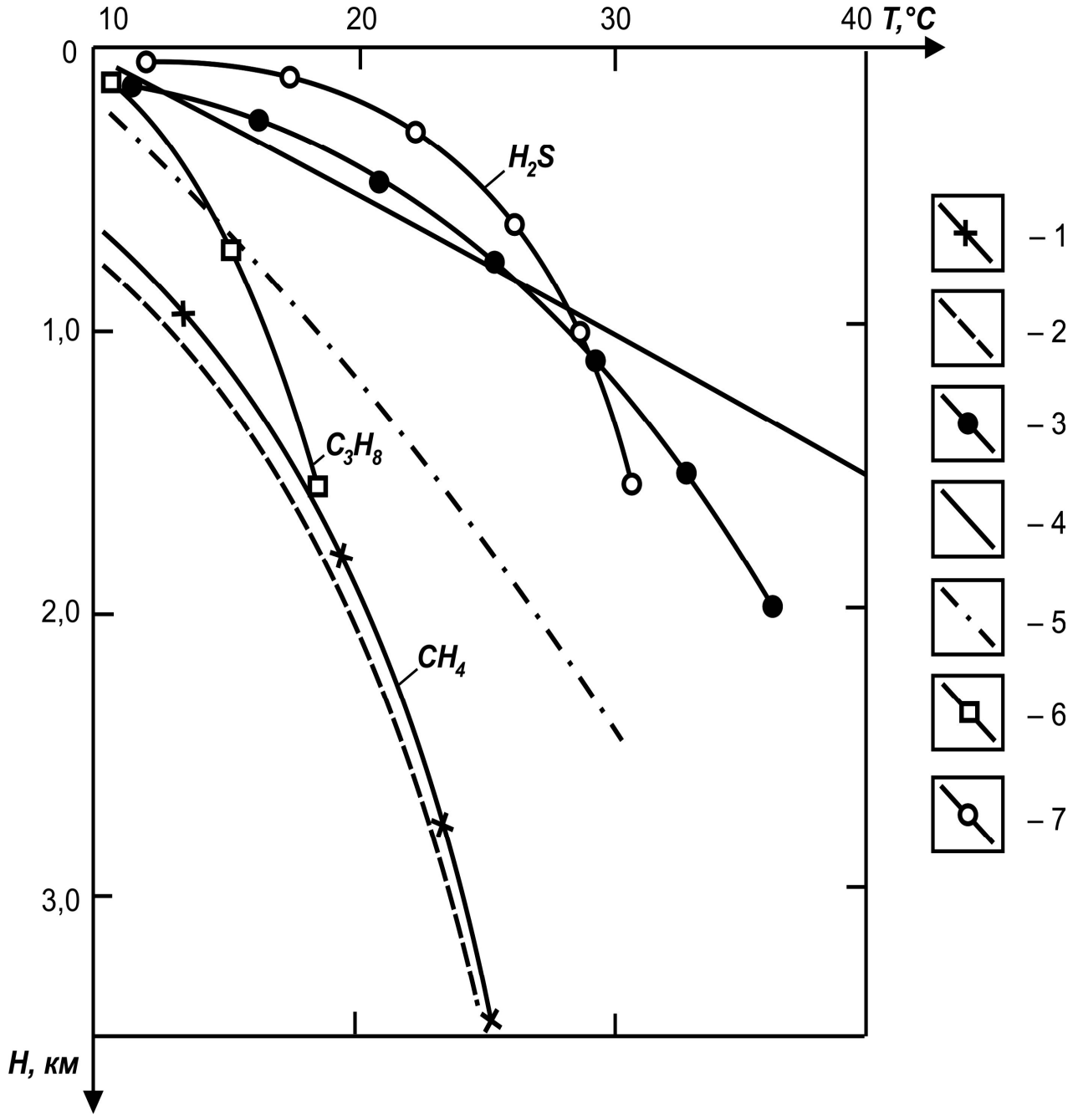


Рис. 1. Сопоставление изменений значений температур с глубиной с равновесной кривой гидратообразования (Центральный район Донбасса)

Условные обозначения:

1. Равновесная кривая гидратообразования CH_4 в песчаниках.
2. Равновесная кривая гидратообразования CH_4 в углях.
3. Равновесная кривая гидратообразования с учетом максимальных давлений в зоне максимума опорного давления.
4. Распределение температур с глубиной в ненарушенном массиве.
5. Минимальные значения температур, зарегистрированные в процессе ведения добычных работ.
6. Равновесная кривая гидратообразования C_3H_8 в песчаниках.
7. Равновесная кривая гидратообразования H_2S в песчаниках.

Разрушение гидратонасыщенных пород зависит от термобарических условий, в которых находятся породы. В случае сброса давления и повышения температур происходит постепенное разрушение гидратов с выделением свободного газа и воды. При этом происходит расслоение пород либо вдоль напластования, либо вдоль разрывных нарушений и деструкция гидратов, сопровождаемая специфическим потрескиванием.

При разрушении гидратов в зоне гидратообразования часто наблюдается эффект Брижмэна – взрывоподобное их разрушение. Связано это с тем, что при сдвиговых деформациях, либо разнонаправленных знакопеременных динамических нагрузках, в условиях достижения критических давлений фазового перехода лед – вода начинается выделение газа из гидрата в свободной фазе. Этот процесс чем-то напоминает процесс выделения газов при кипении жидкости и в течение нескольких минут захватывает весь объем гидрата. Большие объемы выделяющегося газа сбрасываются в ослабленные зоны.

Таким образом, можно сделать вывод о возможной связи выбросов с взрывоподобным разрушением гидратов ввиду близости физики этих процессов – динамики и энергетических параметров.

Подтверждением этого предположения может служить то, что на пластах крутого падения полости выбросов располагаются в основном параллельно забою на расстоянии 3-4 м от него сразу же непосредственно за зоной максимумов опорного давления [3].

В пользу этой гипотезы говорят следующие известные особенности протекания выбросов [1, 3, 7]:

– выбросоопасность угольных пластов возрастает с увеличением давления газа;

– наблюдается приуроченность выбросов к зонам резкого уменьшения начальной скорости газовыделения;

– фиксация пониженных значений температур на выбросоопасных участках по сравнению с невыбросопасными;

– превышение количества газа, выделяющегося при выбросе в 20-30 раз природной газоносности;

– *отмечены факты трансформации выбросоопасными пластами спектра частот взрывного импульса в высокочастотную область, что не характерно для газонасыщенных пород, но наблюдаются в гидратах, имеющих высокие значения скоростей распространения упругих колебаний и низкие коэффициенты поглощения высокочастотных составляющих колебаний.*

Кроме этого, при деструкции гидратов в породах имеют место специфическое потрескивание и слоение пород.

Ввиду увеличения гидратов природных газов в объеме по сравнению с водой, из которой они образуются, на участках их образования может наблюдаться пучение пород, как это имеет место в Арктике при сезонном промерзании таликов.

По-видимому, с этим может быть связано «выпирание» забоя [16] перед выбросом.

Кроме этого, при разрушении гидратов возможно ухудшение механических характеристик пород, как это, например, имело место на континентальном склоне Атлантического побережья Америки, где деструкция гидратов привела к крупному оползанию илов и глин [17].

Следовательно, при ведении подготовительных и добычных работ необходимо учитывать возможность образования гидратов из природных газов, как в углях, так и во вмещающих породах. Поэтому при нагнетании воды в пласты в процессе противовыбросных мероприятий ее температура должна быть выше температуры гидратообразования. Более оптимальным было бы использование для этих целей водных растворов NaCl и $CaCl_2$ с концентрациями не ниже 3%.

Следует отметить, что эффект интенсивного выделения газа в процессе деструкции гидратов можно использовать для создания новых видов ракетного или авиационного топлива.

На наш взгляд затронутые вопросы в этой статье дают основания для серьезных дальнейших исследований внезапных выбросов угля и газа на угольных шахтах.

Список литературы

1. Айруни А.Т.. Прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений в угольных шахтах. М.: Наука, 1987. – 310 с.

2. Рейпольский П.А. Изменение температуры в напряженном угольном массиве // Уголь Украины, 1987. – №12. – С. 34-35.

3. Аршава В.Г., Осипов С.Н., Кучеба П.К., Кессарийский Ю.В. Упругие свойства горных пород и безопасность подземной разработки. К.: Техника, 1979.– 159 с.

4. Худяков В.Н.. Влияние геокриологических и гидрогеологических условий месторождения на распределение природных газов // Уголь, 1985. – №6. – С. 49-51.

5. Маевский В.С., Рейпольский П.А., Качко В.Ю. Особенности измерений температуры на выбросо и удароопасных пластах // Уголь Украины, 1989. – №12. – С. 32-33.

6. Liestol O. Permafrost conditions in Spitsbergen // Frost i jord. 1980. – №21, june. – P. 23-28.

7. Дрындин В.А., Макогон Ю.Ф., Москаленко Э.М. Прогнозирование выбросопасных зон в угольных шахтах. М: МГИ, 1982. – 72 с.

8. Вандышев А.М., Курамшин Р.М. Влияние температурных напряжений на устойчивость выработок // Технология подземной разработки месторождений. Свердловск, 1988. – С. 47-51.

9. Шемякин Е.И. Новые задачи механики горного массива // Будущее горной науки. М.: Наука, 1989. – С. 34-35.

10. Adams G.R., Jaeger A.I. Petroscopic observations of rock fracturing a head of stope faces in deep level gold mines SAIMN// J. of South African institute of mining and metallurgy 1980 Vol. 80. – №6. – P. 204-209

11. Erer K.Q., Heidareh-Zadeh A. A review of in situ stress measurements techniques with reference to coal measures rocks. // Mining Sci and Tehnology, 1985. – №3. – P. 191-206.

12. Ln Paul H Ground control study of mechanized Longwall coal operations in West Virginia // Rept Invest Bur Mines us Dep. Intez, 1985. – №89. – P. 29-34.

13. Prediction of shears zones associated with outbursts in coal mines // 20 th Conf Safety Mines Res Inst Sheffield 3-7 Oct 1987, Pap Bl. – Lama R.D.S. – 17 p.

14. Левченко А.П. Геотермические особенности Варьеганского месторождения Тюменской области // Термика почв и горных пород в холодных регионах СССР. Якутск.: Наука, 1982. – С. 122-126.

15. Хант Д.М. Геология и геохимия нефти и газа М.: Мир, 1982. – 704 с.

16. Эттингер И.Л. Внезапные выбросы угля и газа и структура угля. М.: Недра, 1969. – 160 с.

Carpenter C.B. Coincident Sediment slump clathrate complexes on the U.S. Atlantic continental slope //Geo Mar Lett, 1981. – V-l. – №1. – P. 29-32.

© А.И. Фурман,
А.Н. Зубко,
В.Ю Усатый

ВЫПУСК РУДЫ ИЗ ОЧИСТНЫХ КАМЕР С ПРИМЕНЕНИЕМ САМОХОДНОЙ ТЕХНИКИ НА ЗАО «ЗАПОРОЖСКИЙ ЖЕЛЕЗОРУДНЫЙ КОМБИНАТ» ПРИ ОТРАБОТКЕ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНОГО ЦЕЛИКА

Розглянуто досвід і ефективність застосування різновиду камерної системи розробки із закладкою, що твердіє, 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 01.01.2008 г. балансовые запасы по сумме категорий $A+B+C_1$ составляют 164,2 млн. тонн со средним содержанием железа 61,45%. За время эксплуатации месторождения погашено 124,3 млн. тонн запасов руды с содержанием железа 61,59%, в том числе в 2007 году – 4,6 млн. тонн с содержанием железа 62,68%.

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 $60\text{-}65^o$ до $80\text{-}85^o$. 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 столбообразными и линзообразными круто падающими рудными телами протяженностью в основном 30-100 м и мощностью от 5-10 м 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 м и 400÷480 м;

– увеличения ширины камер с 15 м 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 м, 548÷640 м и подэтаже 465÷518 м ромбовидными камерами при камерно-целиковой схеме их выемки в три стадии по высоте.

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 м, 508÷510 м 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 торцового выпуска руды из очистных камер в конце 1995 года. Удельные затраты нарезных работ по данному подварианту камерной системы разработки составили 4,48 м на 1000 тонн руды.

Очистные работы в камере 2/0 эт.465÷518 м были начаты с подсечки компенсационной щели. Разрезные веера и части подсечных воронок осуществлялись скважинами Ø 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 отрезку веерные комплекты глубоких скважин, пробуренные из отрезных штреков, образовывали компенсационную полость на всю ширину камеры.

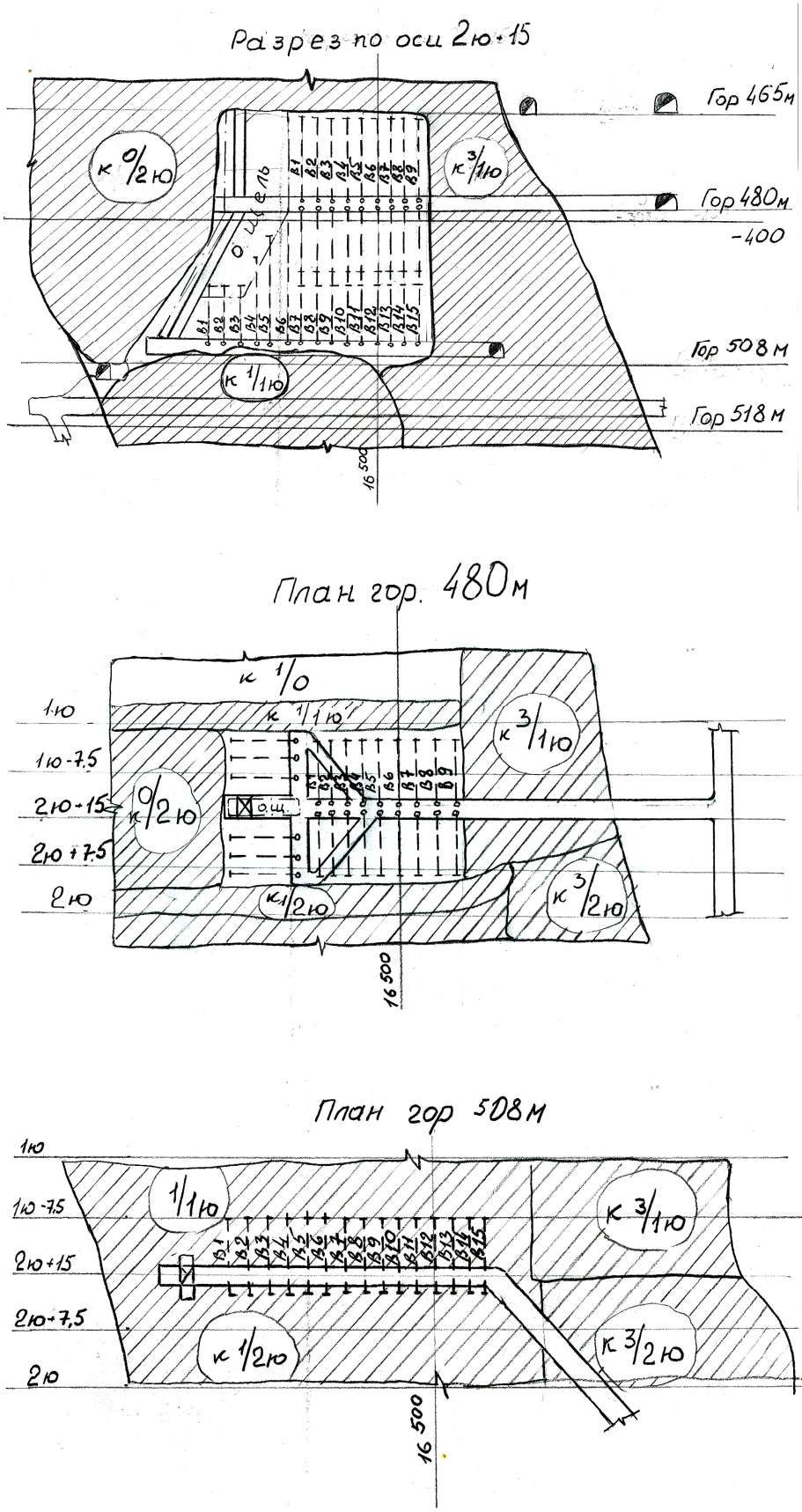


Рис. 1. Схема разбуривания и порядок отработки вторичной камеры 2/0 третьей очереди в этаже 465÷518 м в маркшейдерских осях 2ю ÷5ю

Отбойка камерных запасов осуществлялась веерными комплектами скважин Ø 105 мм, на ранее образованную компенсационную щель, с опережением подсечных вееров на три веера с целью лучшей выемки камерных запасов при торцовом выпуске руды. Выход руды с 1 п.м скважины при донном подварианте камерной системы составил 13,4 тонн/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. тонн 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 торцовом выпуске руды на самоходную технику и их устойчивость; рассчитано оптимальное сечение ортов-заездов и откаточных ортов и штреков при применении на выпуске ПДМ TORO-400E, 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 в связи с дальнейшим повышением уровня добычи руды до ввода в эксплуатацию новых горизонтов в 2004-2007 гг. было принято решение в 2000 году о вовлечении в отработку запасов руды, находящихся под предохранительным целиком в количестве 18 млн. тонн.

Горнопроходческие работы по подготовке данного участка месторождения начали с проходки транспортного уклона в маркшейдерской оси 14ю в феврале месяце 2001 года.

Теоретической основой для проведения этих работ является «Проект на подготовку и отработку части запасов руды выше гор. 340 м под предохранительным целиком в осях 11с-23ю (ПОГ-81)», разработанный ПКО ЗАО ЗЖРК, а также «Технико-экономическое обоснование применения новых технологий с использованием импортного оборудования на Запорожском железорудном комбинате» (1994 г.), разработанное институтом УкрНИИпроект, и «Научные рекомендации по применению технологий отработки залежей с использованием самоходного оборудования на Запорожском железорудном комбинате» (1994 г.), составленные на основании научных исследований НИГРИ.

К 2005 году была подготовлена к очистной выемке камера 1/2с в этаже 301÷330 м с плоским днищем и перепуском руды по рудоперепускным восстающим РП 4с и РП 1ю на гор. 640 м.

Горнопроходческий комплекс, который применялся в данном случае, состоял из буровой каретки СБУ-312 и погрузочно-доставочных машин PNE-2500 и PNE-1700. использование высокопроизводительного самоходного оборудования позволило увеличить темпы проходки горных выработок до 125 метров в месяц при пятидневной рабочей неделе проходчиков, производительность которых возросла до 9,7-11,2 м^3/чел.см. Всего при подготовке камеры 1/2с в этаже 301÷330 м в эксплуатацию было пройдено 429 п.м нарезных выработок и отбито свыше 5,8 тыс.м^3 горной массы. Себестоимость проходки 1 м^3 горной массы с использованием самоходной техники составляет 254 грн/м^3. Удельные затраты горно-нарезных работ при подготовке камеры 1/2с составили 7,78 п.м на 1000 тонн подготовленных камерных запасов руды.

Днище камеры создано в рудном массиве, выпуск руды производится ПДМ из погрузочных заходок, сбитых с подсечным ортом 2с+15. Подсечка массива – траншейная. Образовывается она путем взрывания вееров скважин, пробуренных из подсечного орта.

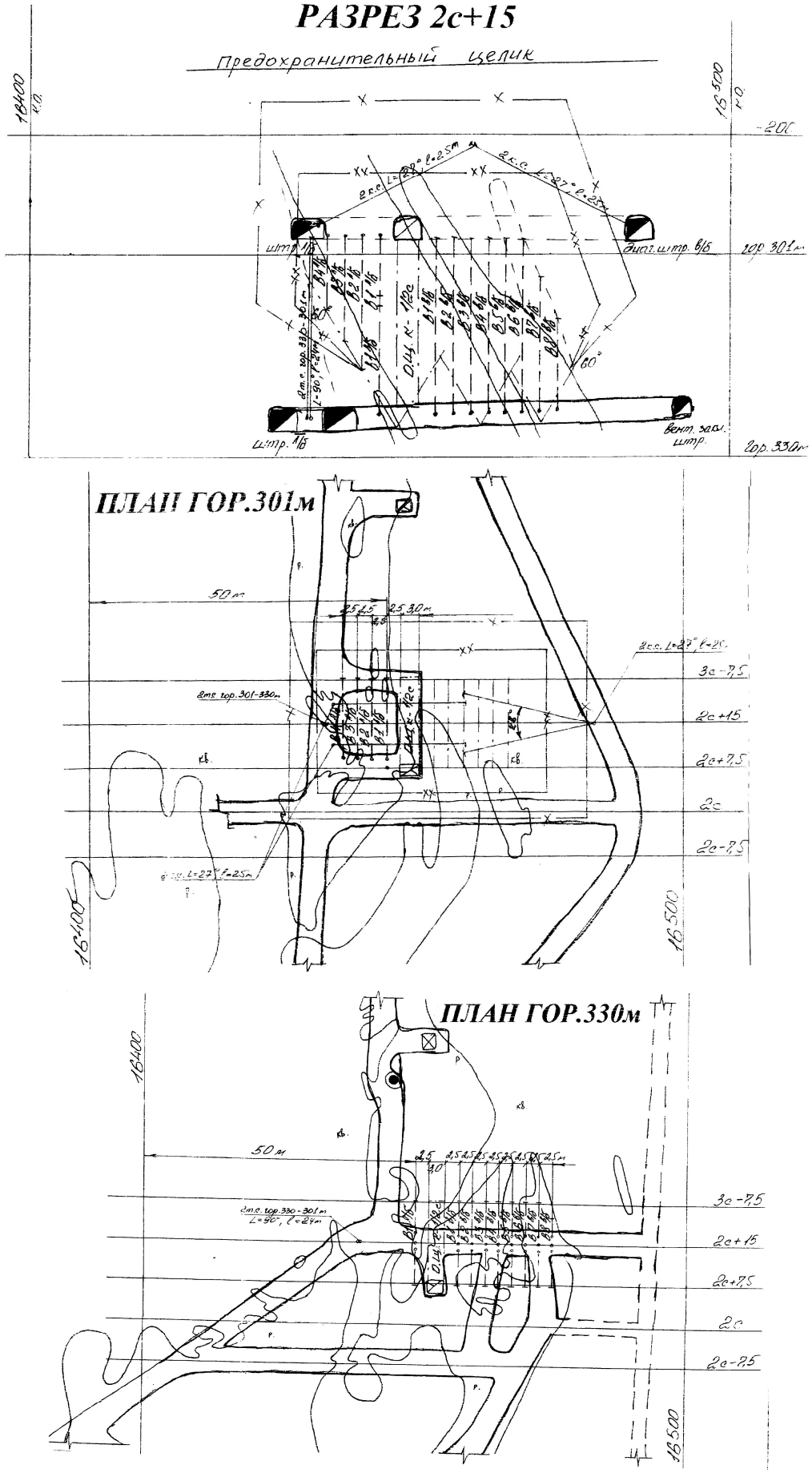


Рис. 2. Схема разбуривания камеры 1/2с и порядок её отработки

Отбойка руды в камере подэтажная, вертикальными слоями в одной плоскости, производится на предварительно разделанную отрезную щель, расположенную поперек камеры. Обуривание рудного массива камеры производится восходящими и нисходящими веерами скважин, пробуренными из подэтажного и подсечного ортов станками НКР-100 МПА, диаметром 85 мм. Параметры разбуривания на основании расчетов и опыта отработки камер приняты: расстояние между веерами и в веере между парами скважин – 2,5 м. При бурении встречно-направленных вееров предусмотрен перебур скважин на 1,5-2 м в целях обеспечения качественной отбойки руды в случае оселдания колонкового заряда в скважинах. Выход руды с 1 п.м по камере составил 14,01 т/п.м

Выпуск руды осуществлялся на гор.330 м погрузочно-доставочной машиной TORO-400D с доставкой руды к рудоперепускному восстающему 4с с последующим перепуском руды на концентрационный горизонт 640м при помощи систем рудоперепусков. производительность TORO-400D на выпуске руды из камеры колебалась от 15 до 30 тыс. тонн /мес.

Всего из камеры 1/2с добыто за период эксплуатации 50,2 тыс. тонн руды с потерями 7,36% и засорением руды 0,99%.

Схема разбуривания камеры 1/2с и порядок отработки её представлены на рис. 2.

На сегодня из предохранительного целика добыто свыше 1 млн. 300 тыс. тонн руды.

При выпуске руды из очистных камер на гор. 330 м большое внимание уделялось дистанционному управлению машин TORO-400E для обеспечения полноты выемки отбитых камерных запасов. И надо отметить, что по отдельным выемочным единицам фактические потери рудной массы в камерах были уменьшены более чем в два раза по сравнению с нормативными при использовании HBC-radiomatic – системы дистанционного радиоуправления.

Для полноты закладки купольной части очистных камер предусматривалось оформление ее шатровой формы с углом наклона верхнего бурового орта с лежачего бока на висячий бок под углом $5 \div 8^{o}$.

Исходя из вышеуказанного, можно сделать следующие выводы:

1. Для снижения нормативных потерь руды в очистных камерах необходимо шире применять систему дистанционного радиоуправления HBC-radiomatic.
2. Для обеспечения полноты закладки купольной части очистных камер предусматривать проходку буровой выработки гор. 301 м под углом $5 \div 8^{o}$ с лежачего бока на висячий бок.

Список литературы

1. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок. – Киев. Наукова думка, 1979. – 196 с.

2. Цариковский В.В., Сакович В.В., Недзведский А.В. Определение и конроль конструктивных элементов систем разработки на рудниках Кривбасса. – Кривой Рог: НИГРИ, 1987. – 75 с.

3. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений. – Киев: ГНИОI, «Вища школа, 1987. – С. 108-114.

4. Милехин Г.Г. Расчет потерь отбитой руды в открытых камерах при траншейном выпуске и доставке её самоходным оборудованием. // Москва. Горный журнал, 1999. – №7. – 90 с.

УДК 622.272.3

© П.Н. Должиков,
В.Д. Рябичев,
А.В. Никифоров

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ УГЛЕДОБЫЧИ НА ШАХТАХ ГП «АНТРАЦИТ» И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ РАЗВИТИЯ

Виконано техніко-економічні дослідження видобутку вугілля на шахтах ДП «Антрацит» та проаналізовані перспективні напрямки їх розвитку.

Выполнены технико-экономические исследования добычи угля на шахтах ГП «Антрацит» и проанализированы перспективные направления его развития.

Technical and economic researches of mining are executed on the mines of SE «Anthracite» and perspective directions of his development are analysed.

На ранее убыточном государственном предприятии «Антрацит» начиная с 2003 года была стабилизирована ситуация по добыче угля. Достоинством горных командиров и коллектива ГП «Антрацит» является четкая организация труда, соблюдение технологии ведения горных работ, постоянное внедрение новой техники.

За период работы с 2003 по 2008 гг. в ГП «Антрацит» наметилась четкая динамика развития угледобычи. За прошедшие четыре года произошло почти в 4 раза увеличение объема добытого антрацита и снижение его себестоимости, что приведено на рис. 1.

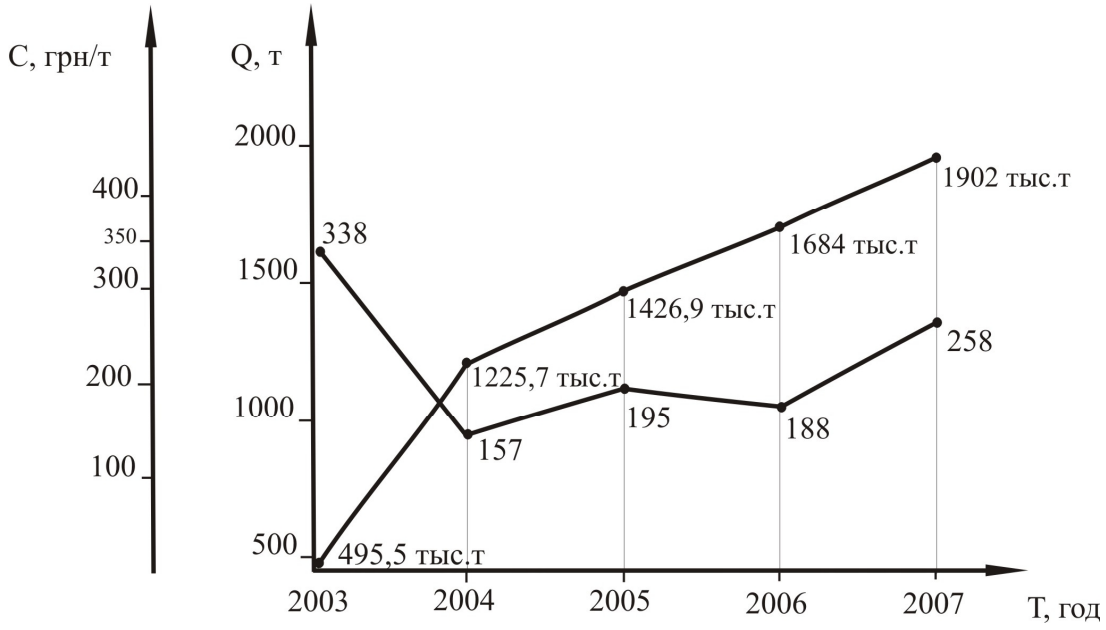


Рис. 1. Объем угледобычи и себестоимости угля по ГП «Антрацит»

Эти данные свидетельствуют о высоком техническом и кадровом потенциале предприятия, о перспективности его развития и интенсификации угледобычи [1].

Решение проблем дальнейшего улучшения угледобычи и экономических показателей работы предприятия не представляется возможным без должного повышения уровня концентрации горных работ.

Известны основные направления повышения концентрации горных работ:

– увеличение нагрузки на очистной забой с целью снижения их общего количества на шахте;

– совершенствование планировки горных работ, предусматривающее снижение удель-

ной протяженности проводимых и поддерживаемых горных выработок, и обеспечивающее возможность достижения лавами высоких устойчивых нагрузок;

– установления для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий оптимальных параметров разработки угольного пласта [2].

Повышение уровня концентрации горных работ, в том числе повышение нагрузки на очистной забой, постоянно рассматривается специалистами объединения и шахт как одно из основных мероприятий улучшения конечных экономических результатов работы предприятия. Увеличение нагрузки на очистной забой определяет техническая и технологическая политика на шахтах, это позволило за три последних года увеличить среднесуточную добычу угля, как по отдельным шахтам, так и по предприятию в целом, что приведено на рис. 2.

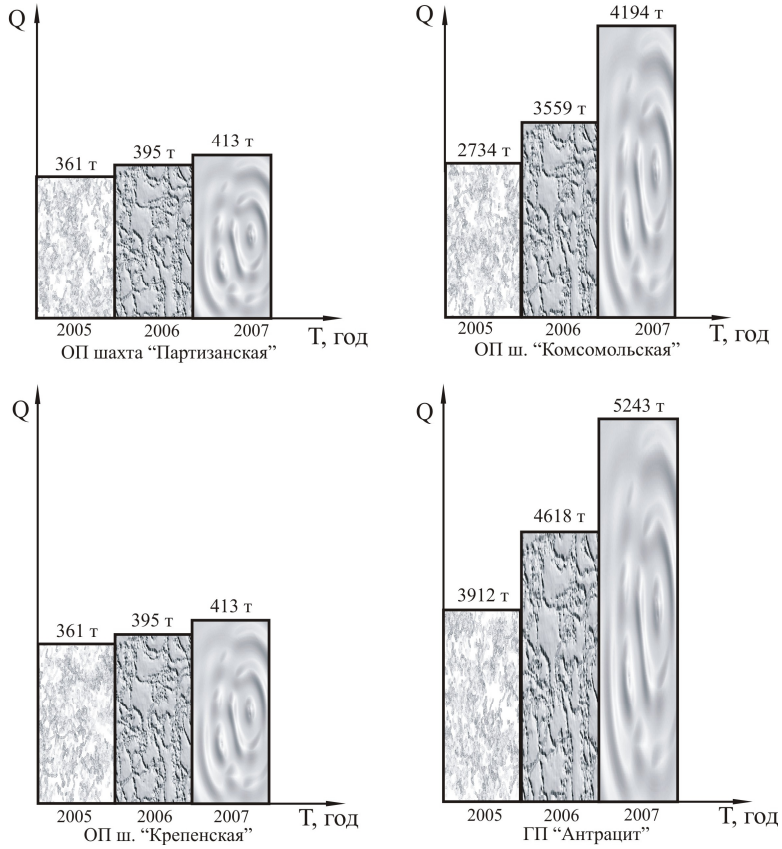


Рис. 2. Среднесуточная добыча угля по шахтам ГП «Антрацит» в 2005-2007 годах

Анализ показывает, что дальнейшее повышение уровня концентрации горных работ на действующих шахтах объединения будет осуществляться, в первую очередь, за счет роста нагрузки на очистной забой. Предпосылки этому есть: в объединение начали поступать механизированные комплексы нового технического уровня – КД80, КД90. Данные комплексы, по сравнению с применяемыми ранее, имеют повышенную несущую способность крепи, энерговооруженность, надежность доставки угля вдоль лавы, коэффициент затяжки кровли, другие преимущества.

Уже сейчас нагрузка на лаву, оборудованную комплексом нового технического уровня, на тонких антрацитовых пластах планируется в 1000 и более тонн в сутки. Такая высокая добыча из очистного забоя становится нормой, а не рубежом, который стремились достичь ранее отдельные бригады горнорабочих очистного забоя.

Для повышения нагрузки на очистной забой инженерный корпус предприятия предлагает и внедряет в производство новые технические решения для шахт г. Антрацита. Так в 2006 году на шахте «Комсомольская», одном из самых современных и успешных предприятий Украины, в лаве №325 по пласту h_{10} применили двухкомбайновую выемку угля, что позволило добыть из одной лавы 790 тыс. угля и довести среднесуточную нагрузку на очистной

забой до 2500 тонн антрацита.

Продолжаются работы по вводу в эксплуатацию в текущем году 5-ти очистных забоев на шахте «Комсомольская» и одной на шахте «Партизанская».

Первая из пяти намечаемых лав по ОП ш. «Комсомольская» 318-я лава пласта h_{10} введена в эксплуатацию в феврале 2008 года. Ее нагрузка планировалась на уровне 1500 т угля в сутки, в апреле этого года горнорабочие очистного забоя за счет внедрения нового комплексно-механизированного оборудования, четкой организации труда и поставки материалов довели среднесуточную нагрузку до 2000 тонн антрацита в сутки, а в мае – до 2700 т.

Ведутся работы по созданию на данной шахте на пласте h_{10} лавы №323 с запасами угля около 430 тыс. тонн антрацита. В ноябре 2008 года готовится к сдаче в эксплуатацию новая механизированная лава №326 на пласте h_{10}. Запасы угля для этой лавы составляют 700 тыс. тонн антрацита и суточная нагрузка планируется на уровне 1500 тонн.

В связи с работами по закрытию «шахты им. 50-летия Советской Украины», также ведутся работы по запуску в четвертом квартале 2008 года 16-ой восточной лавы пласта h_7. На работу в эту лаву планируется перевести шахтеров с этой шахты, так как этот пласт наиболее соответствует горно-геологическим условиям угледобычи на этой шахте, и горнорабочим будет легче и быстрее освоится на новом рабочем месте.

Важное место в работе ГП «Антрацит» отводится экономической службе. Ежегодно проводится анализ производственной функции предприятия, отражающей зависимость «затраты-продукция». При этом весьма важно оптимизировать производственную функцию, что позволяет сдерживать рост себестоимости угля. Для примера в табл. 1 приведены данные «затраты-продукция» для двух шахт ГП «Антрацит». Из таблицы видно возрастание затрат за счет технического перевооружения и капитального строительства.

Таблица 1

Экономические показатели работы шахт

Период, год	Шахта «Комсомольская»		Шахта «Крепенская»	
	Затраты, тыс. грн.	Объем произв., тыс. грн.	Затраты, тыс. грн.	Объем произв., тыс. грн.
I кв.	40355,0	220,5	11995,0	35,1
II кв.	42512,0	190,4	12149,0	32,0
III кв.	46168,0	277,9	11533,0	28,5
IV кв.	54282,0	229,6	13290,0	30,9
Итого за 2006 г.:	183317,0	918,4	48967,0	126,5
I кв.	61155,0	289,5	14104,0	32,1
II кв.	62355,0	216,9	15412,0	32,4
III кв.	69510,0	271,0	14720,0	30,1
IV кв.	89910,0	319,7	18380,0	32,9
Итого за 2007 г.:	282930,0	1097,1	62616,0	127,5

Серьезное внимание на шахтах ГП «Антрацит» уделяется проведению горных выработок, в том числе вскрывающих и подготавливающих, что отражено на рис. 3.

С этой целью в объединении не только ремонтируют старое проходческое оборудование и технику, но и закупают новую. В 2007 году изысканы средства и приобретены для шахты «Комсомольская» две породопогрузочные машины и одна для шахты «Партизанская».

Причем для ускорения проведения выработок используют не только новую технику, но и изменяют технологию проведения подготовительных выработок. В настоящее время на шахте «Партизанская» громоздкая схема конвейерного транспорта, когда уголь приходится до доставки на поверхность несколько раз перегружать. Так для ускорения проведения конвейерного квершлага пл. h_8-h_{10} организуют два встречных забоя. Проведение наклонного квершлага позволит обеспечить полную конвейеризацию шахты, увеличить нагрузку на но-

вую лаву до 1500 тонн антрацита в сутки, а в дальнейшем даст возможность вести подготовительные работы на глубинах свыше 1150 метров.

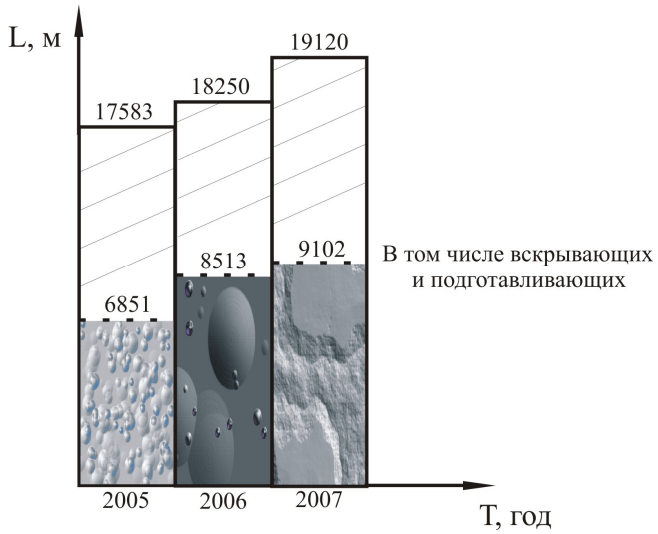


Рис. 3. Проведение горных выработок по ГП «Антрацит»

Принимаемые руководством ГП «Антрацит» решения позволили довести на начало текущего года ежемесячную среднюю заработную плату до 3045 грн, вернуть антрацитовских шахтеров с шахт г. Ровеньки в ГП «Антрацит», полностью укомплектовать очистную линию рабочими, увеличить производительность труда рабочих по добыче на 4,7% по сравнению с 2007 г. и как результат – получить в 2008 году среднесуточную нагрузку по ГП «Антрацит» более 6000 т антрацита в сутки.

В настоящее время в ГП «Антрацит» скорректирована программа развития горных работ на 2008 год с повышением угледобычи с 2000 до 2400 тыс. т, разработан инвестиционный план развития предприятия, прирезаны новые угольные запасы и готовится проект отработки этих запасов по шахте «Партизанская», реорганизуются структурные подразделении предприятия.

Проведенный анализ показывает перспективность развития государственного предприятия «Антрацит» и резервы в повышении угледобычи за счет внедрения нового очистного оборудования и четкой организации труда.

Список литературы

1. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых / В.Н. Бондаренко, А.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий и др. – Днепропетровск: НГУ, 2003. – 708 с.

2. Феоктисов В.М. Пути повышения концентрации горных работ на шахтах Российской части Донбасса. – Новочеркасск: НПИ, 2001. – 66 с.

3. П.Н. Должиков, В.Д. Рябичев, П.С. Горобцов. Анализ эффективности применения двухкомбайновой выемки угля по пласту h_{10} на шахте «Комсомольская» // Науковий вісник НГУ, 2007. – №12. – С. 16-19.

УДК 622.273:658.012.122.001

© О.М. Кузьменко,
О.В. Савост'янов,
В.Д. Рябічев

ВПЛИВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ВИЙМАННЯ ВУГІЛЛЯ НА СТРУКТУРНІ ЗМІНИ ГІРСЬКОГО МАСИВУ

Розглянуто вплив швидкості посування лави на розщеплення порідних шарів покрівлі та визначенні параметри структурних перетворень гірського масиву при розробці вугільного пласта на великих глибинах.

Рассмотрено влияние скорости движения лавы на расслоения породных слоев кровли и определены параметры структурных преобразований горного массива при разработке угольного пласта на больших глубинах.

Influence of speed of movement of lava on stratifications of rocky layers of a roof is considered and parameters of structural transformations of a hill are determined by development of a coal layer on the big depths.

Посування очисних робіт провокує утворення в геологічному середовищі зон підвищеного та зниженого гірського тиску навколо гірничих виробок. Розповсюдження цих зон залежить від довжини фронту гірничих робіт, що має місце на шахті; а також на суміжних шахтах. Шари порід, що зависають над виробленим простором лави, передають частину своєї ваги на гірський масив, що знаходиться попереду фронту посування гірничих робіт. В наслідок цих дій вугільний пласт й породи безпосередньої покрівлі стискаються з частковим витисканням в бік виробленого простору. При цьому більшість породних шарів постійно прогинається з частковим руйнуванням і обваленням в гірничі виробки та вироблений простір. Таким чином, в результаті виймання вугілля у гірничому середовищі вугільних родовищ відбуваються структурні перетворення. Інтенсивність їх утворень залежить від швидкості посування гірничих робіт та реологічних властивостей гірських порід. Потужність породних шарів та їх міцність визначають циклічність структурних перетворень геологічного середовища. У більшості випадках розміри структурних утворень співпадають з розмірами геологічних змін, а саме, з відстанню між зонами інтенсивної тріщинуватості. Авторами багатьох наукових праць експериментально встановлено, що в масиві вугільного пласта попереду вибою лави в зоні опорного тиску можуть утворюватись області підвищених та знижених напружень. Їх розподіл відбувається наступним чином. Поблизу вибою на відстані від 1,5-2,0 до 10 м розташовується знижені напруження, за ними область гранично-напруженого стану, де напруження зростають у 2,5 рази в порівнянні з геостатичними, і далі – область природних напружень, що є притаманними даному тектонічному блоці.

В області знижених напружень опір вугільного пласта понижується до гірського тиску, виникають передумови до відслонення масиву в бік виробки. В масиві формується розвинута система тріщин з високими фільтраційними можливостями до витікання газу та рідини.

Зміна стану та структури геологічного середовища спотворює умови до перетікання підземних вод з вище розташованих горизонтів до горизонту, де ведуться гірничі роботи. Відбувається розкриття ендогенних та екзогенний тріщин, їх розповсюдження на глибину масиву, торкаючи усі літологічні утворення гірського масиву. По розкритим тріщинам газ метан проникає з прошарків вугільних пластів до гірничих виробок. Гірнича виробка є тим колектором до якого стікають енергетичні градієнти різноманітних полів, що мають місце в геологічному середовищі.

Постійний темп посування лави в однорідних породах надає можливість до більш чи менш рівномірного протікання процесів газообміну. При неоднорідних породах відбуваються стрибкоподібні зміни в процесах деформації та витікання рідини і газу.

Область гранично-напруженого стану порід характеризується великими деформаціями, які відбуваються стрибкоподібно з різким пересуванням в іншу область. Її розміри залежать

від глибини гірничих робіт, відстані на якій знаходиться очисний вибій від розрізної печі, способу керування гірським тиском, кута залягання пласта, його потужності та структурної будови гірського масиву, а також від властивостей породних шарів, що знаходяться в оточенні пласта.

На відстані 40-70 м, а інколи і більше, від вибою лави напруження гірського масиву мають значну величину, але деформації є порівняно невеликими. Зміни в деформаціях відбуваються при попаданні в цю область свердловини чи підготовчої виробки, де навколо них формуються зони гранично-напруженого стану порід.

Вплив очисного вибою на напружено-деформований стан масиву починає відчуватися на відстані 30-50 м і в окремих випадках до 70 м попереду лави. Зона впливу вибою не постійна і має тенденцію до збільшення при відході від розрізної печі. Крім того, межа зони впливу лави розповсюджується в глибину масиву не монотонно з швидкістю посування вибою, а стрибкоподібно зі змінною амплітудою. Розташування зони опорного тиску змінюється перед черговим обваленням порід і характеризується збільшенням амплітуди, що утворює виникнення зони часткового розвантаження масиву. В свою чергу обвалення порід покрівлі призводить до швидкого перерозподілу опорного тиску, що проявляється в зниженні напружень в зоні вибою.

Зміна властивостей і структурної будови викодонебезпечних пластів і порідних шарів є основною причиною нерівномірного деформування контуру при забойної зони і стрибкоподібної зміни напружень попереду очисного вибою.

В гірському масиві вугільних родовищ посування лави спричиняє зсув породних шарів із згинанням і утворенням порожнин розшарування. В основному, розшарування масиву відбувається на контактах межуючих між собою породних шарів покрівлі вугільних пластів, які мають різну жорсткість. А саме, коли нижній шар має меншу чи рівну жорсткість з вищим шаром порід Від земного тяжіння породні шари мають різне прискорення на траєкторії зміни деформації. Порожнини розшарування розповсюджуються по підробленій площині, а їх розміри залежать як від природних факторів, так і від технологічних параметрів виймання вугільних пластів.

Для встановлення закономірностей формування порожнин виконувалося математичне моделювання напружено-деформованого стану гірського масиву в пружній постановці з розподілом на два породні шари за їх літологічної різниці та потужності. При моделюванні змінювалась потужність шарів, що залягають безпосередньо над вугільним пластом. Потужність першого шару залишалась незмінною при всіх варіантах і рівнялася 10 м. Вищий шар змінював свою потужність від 10 до 40 м з інтервалом в 10 м.

На першому етапі моделювання визначалися геометричні параметри епюр навантажень для кожного шару. За граничні умови прийнято вільне опускання породного шару, яке при рівних умовах залежить від виїмкової потужності вугільного пласта і способу керування гірським тиском, а також від міцності породних шарів на розтягування перпендикулярно нашаруванню та стисканню паралельно нашаруванню. Для кожного шару встановлювалася глибина його залягання від земної поверхні та визначалися фізичні параметри навантаження при заданих технологічних розмірах лави. Враховувалася довжина лави, швидкість її посування та кут, що утворюється між віссю штреку та лінією очисного вибою. Керування гірським тиском прийнято повним обваленням порід при якому опускання порід складає 0,8 від виїмкової потужності пласта.

При відпрацюванні вугільного пласта відбудеться розшарування порід покрівлі і між шарами утворюються порожнини. Над виробленим простором породні шари розвантажуються від навантаження нормального до них. Розкриваються пори та тріщини і метан заповнює ці порожнини. Їх розміри залежать від нормальної потужності шарів, що межують між собою. Чим більша різниця між потужностями шарів, тим більша максимальна висота порожнини. В площині прозтягання порід розміри порожнини залежать від довжини лави та її швидкості посування.

Для одинокої лави, що знаходиться в оточенні вугільного масиву, ширина опорної зо-

ни визначається відстанню між границями опорних зон відкатного і вентиляційного штреків. При наявності у діючої лави з одного боку виробленого простору розмір порожнини складає відстань між границею опорної зони і точки змикання порід у виробленому просторі. З цього слідує, що об'єм порожнини залежить від виймальної потужності пласта, швидкості посування очисного вибою, його довжини та терміну, за який відбувається утворення.

В результаті моделювання встановлені залежності зміни висоти утвореної порожнини в породному масиві від потужності породних шарів та її особливості, що відбуваються при посуванні очисного вибою (рис. 1).

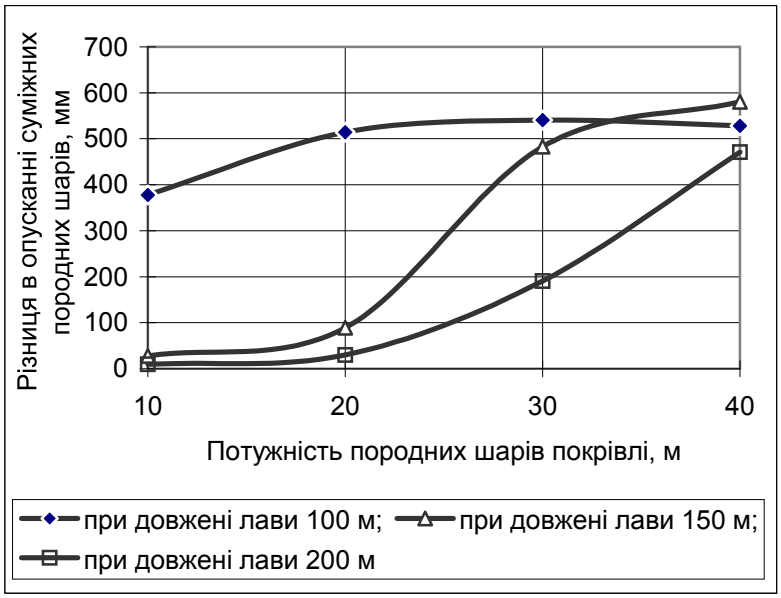


Рис. 1. Залежності зміни висоти утвореної порожнини в породнім масиві від потужності породних шарів і довжини лави

Аналіз отриманих результатів свідчить про те, що максимальна різниця між опусканнями двох суміжних шарів залежить як від довжини лави, так і від потужності суміжних шарів.

При збільшені довжини лави висота порожнини розшарування зменшується. Найбільша різниця має місце при незначних розбіжностях в потужності суміжних шарів. При невеликій довжині лави порожнина розшарування зберігає свої розміри в бік виробленого простору в міру посування вибою на довжину стовпа не більше 1000 м. При збільшені довжини лави порожнина зменшується в бік виробленого простору і при відповідних параметрах відбувається змикання шарів.

Вплив швидкості посування лави на зміну висоти порожнини розшарування моделювався при довжині лави 150 м і потужності верхнього шару 40 м. Встановлено, що зміна висоти порожнини при розшаруванні породних шарів залежить від швидкості посування лави (рис. 2).

Аналізуючи графік можна стверджувати, що найбільшої інтенсивності зміни висота порожнини породного масиву досягає при швидкості посування лави 5 м/доб. На графіку виділяються два відрізки з різною динамікою інтенсивності опускань породних шарів, що призводить до збільшення висоти порожнини. На відрізку від швидкості посування лави 1 до 3 м/доб зростання висоти порожнини збільшується в три рази швидше ніж при подальшому збільшенні швидкості. З цього можна зробити висновок, що при невеликих швидкостях посування лави газ метан має більше можливості накопичуватись в утворених порожнинах порід покрівлі вугільних пластів, виділяючись з розпушених гірничим тиском вугільних пропластків.

Кількість метану, що може накопичуватися в утвореній порожнині, залежить від її об'єму, який в свою чергу залежить від технологічних параметрів виймання вугільного пласта. На рис. 3 приведена залежність динаміки зміни об'єму порожнини розшарування гірського масиву від потужності породних шарів покрівлі та довжини лави.



Рис. 2. Залежність висоти порожнини розшарування породного масиву від швидкості посування лави

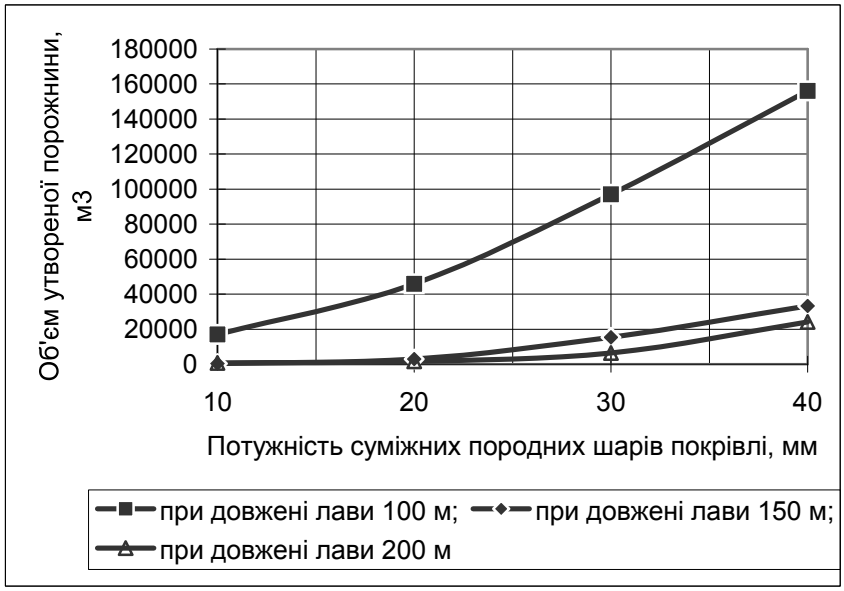


Рис. 3. Залежність динаміки зміни об'єму порожнини розшарування гірського масиву від потужності породних шарів покрівлі та довжини лави

Аналізуючи отримані графіки стає зрозумілим наскільки впливовим фактором є довжина лави. Найбільшого об'єму газу метану може накопичитись при довжині лави 100 м і потужності нижнього шару 10 м і верхнього – 40 м. З цього слідує, що динаміка змін природного стану геологічного середовища є притаманною коротким лавам, де гірський масив не встигає пройти процес релаксації за короткий термін зміни технологічних процесів.

Висновки

В результаті моделювання впливу технологічних параметрів виймання вугільних пластів на зміну структури геологічного середовища встановлено, що швидкість посування лави і потужність породних шарів покрівлі є домінуючими факторами і вони в значній мірі визначають динаміку структурних перетворень гірського масиву.

Перетворення геологічного середовища в гірничий масив відбувається з різною інтенсивністю і має чітко виділені інтервали, що відрізняються один від одного за динамікою в декілька разів.

Знаючи можливий характер розвитку деформаційних процесів, можна прогнозувати стан гірського масиву та приймати відповідні технологічні параметри для уникнення небажаних явищ, що ускладнюють ведення гірничих робіт.

THE SZYK2/MRPP HARD COAL MINES PRODUCTION PROCESSES MONITORING AND REPORTING SYSTEM

Mariusz Bryk

COIG S.A w Katowicach

SUMMARY:

The article presents the functional overview of the SZYK2/MRPP system, the range of the data collected, its presentation techniques and the type of reports and analyses available.

KEY TERMS:

Production process monitoring, mine work clearing, mine dispatch centre, OHS, failure and failure-proneness analysis for machinery and equipment.

1. INTRODUCTION

There has been no harmonised system of collecting production process data at dispatch centres, survey and geology department (acceptance of mining works), Safety departments (accident rate) and of data concerning machinery and equipment failure-proneness. The data gathered at dispatch centres of mines was passed to the mine management usually as manually completed sheets or in form of computer printouts from MS Excel, MS Word, etc. The data presentation technique and scope was basically specific and unique for each mine. Mines transmitted daily reports to superior bodies (mining centres and coal companies) electronically, generally as a MS Excel sheet. Data for such reports was entered by hand by relevant mine departments.

Different versions of dispatch system solutions were introduced for the majority of mines to eliminate this drawback. One of the systems is a ZEFIR system [1] supporting mine dispatch service and widely is use at mines. There was no comprehensive system, however, addressing mine production process monitoring apart from issues related to dispatching.

It is not only possible to support any mine's dispatch service by applying the SZYK2/MRPP system solutions but also to provide on-going production process reporting in the harmonised form and within full range without having to employ other tools and re-enter data [2].

2. SZYK2/MRPP SYSTEM FUNCTIONS

The SZYK2/MRPP system is an integral component of the Complex Company Management Aiding System – SZYK System, created by COIG S.A.[3].

The SZYK2 / MRPP system is closely linked to the following modules of other generic systems forming part of the SZYK2 system:

- Production scheduling (SZYK2/HPR)
- Tasks Management Module (SZYK2/MZZ)
- Production Resources Management Module (SZYK2/MASZYNY 2)
- Work Time Recording (SZYK/RCP)
- Structural Objects File (SZYK2/KSO-2)

The SZYK2/MRPP system may be used as a single version for one or multi-operation mine structure, or in a version for coal companies. The system is available with a web browser at a Cytrix platform. The SZY2/MRPP system users, depending on the rights granted by the System Administrator, have access to appropriately selected functions managed by the system.

The SZYK2/MRPP system comprises the following modules:

- Dispatcher module
- Failures module
- OHS module
- TMG module

2.1 Dispatcher Module

The Dispatcher Module supports the following functions:

1. On-going production and auxiliary process monitoring including, in particular:

- longwalls – output [tonnes/shift], progress [meters/shift], employees working "with coal" and in total with highlighted supervisors, combined cutter loader travel cycles and flitting,
- preparatory works – output [tonnes/shift], progress [meters/shift], employees working with highlighted supervisors,
- longwall reinforcement – sections and gutters reinforced per shift, employees working with highlighted supervisors,
- longwall stripping down – sections and gutters stripped down per shift, employees working with highlighted supervisors,
- other work (e.g. reconstruction, takings, etc.) – meters per shift, employment, efficiency,
- shafts – skips and tonnes of output extracted per each hour,
- tanks – output in tanks at shift end,
- filling,
- smoke box dust management,
- shot fire work registration,
- welding work registration.

2. A register of employees by employment structure and work performed.

3. A register of work carried out by a rescue team.

4. A register of failures and downtimes due to natural hazards.

5. A register of higher supervision's trips underground.

6. Keeping a calendar with the initiation of the next days considering the status of extraction work.

7. Generating reports on the current status of preparatory, mining, securing, strip down and other work.

8. Generating summary lists for a selected period according to the different stages of work.

9. Creating graphical diagrams illustrating a longwall duty cycle.

10. Generating daily dispatch reports for mine management.

11. Generating daily dispatch reports for a superior body (coal company management board).

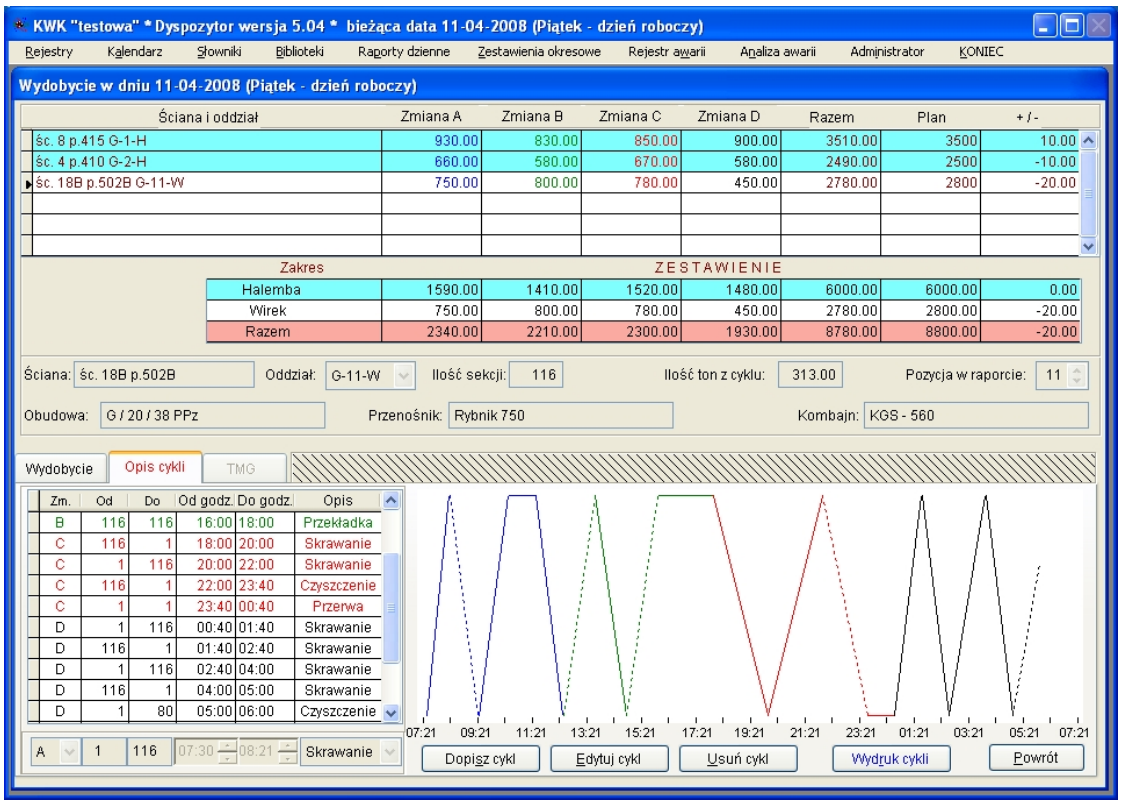


Fig. 1. Chart showing combined cutter loader duty cycle

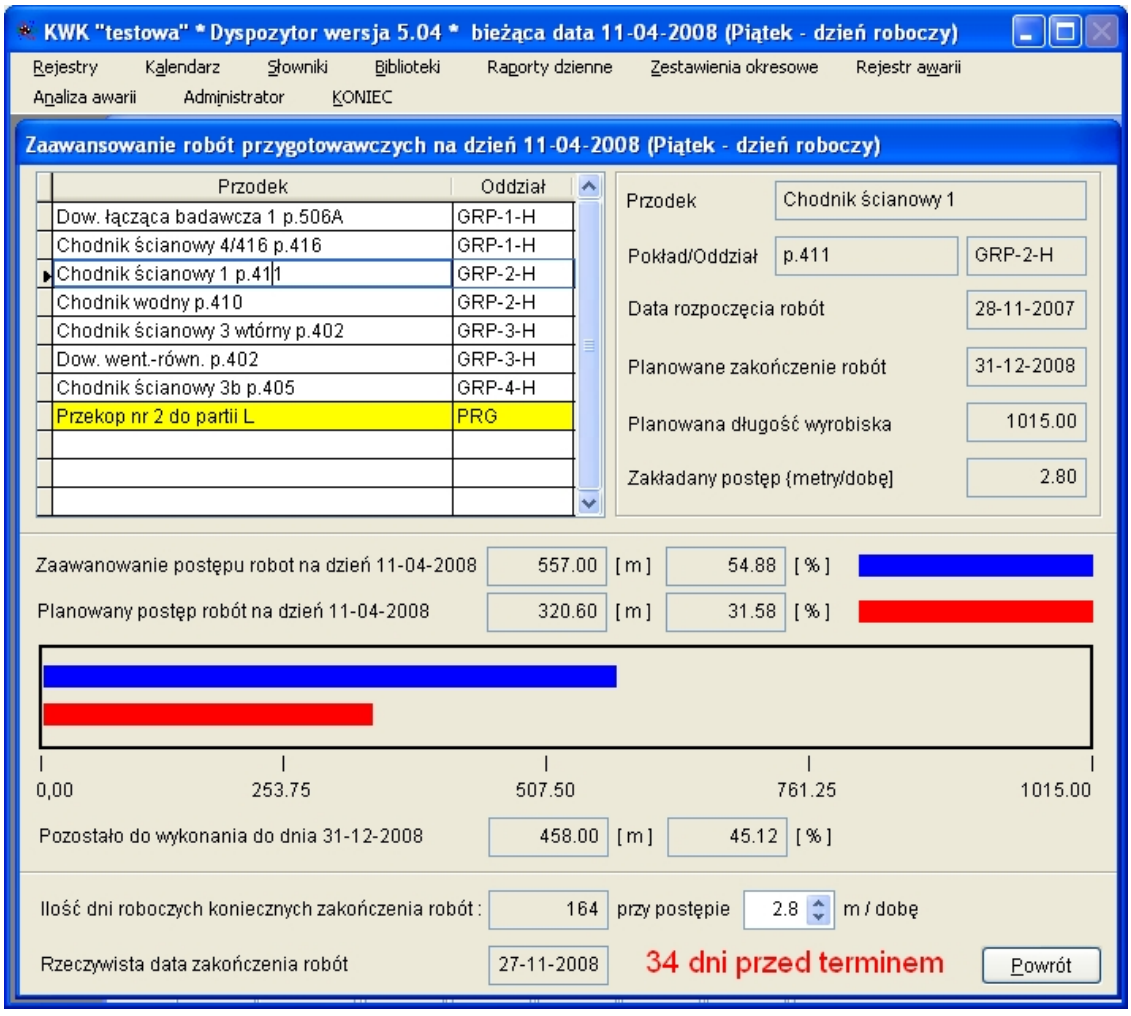


Fig. 2. Analysis of preparatory work advancement

2.2 Failures Module

The Failures Module manages the following functions:

1. Collection of data on failures entered into the “Dispatcher” module.
2. “Description” of failures and downtimes as defined by a user.
3. Hierarchical failure structure enabling an effective failure cause analysis.

Figure 3 shows an image of a SZYK2/MRPP system window with an example of hierarchical failure structures.

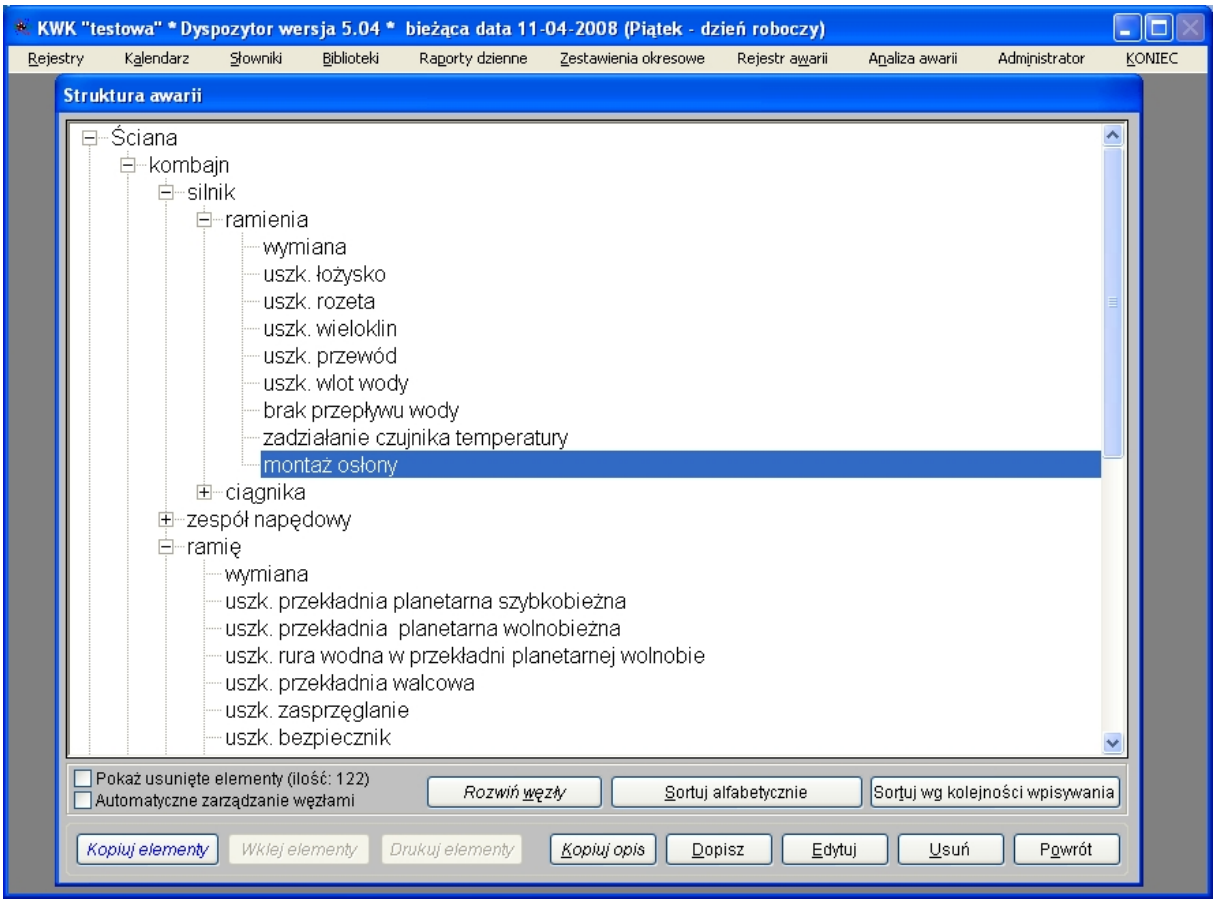


Fig. 3. SZYK2/MRPP system window with example of hierarchical failure structure

4. Registration of machine and equipment damage causing failure (the data is used in the SZYK2/Maszyny module for analysing the failure-proneness of specific machines and equipment and their assemblies, subassemblies, parts, etc.).

5. Failure analysis acc. to the following criteria:

- failure period (from – to),
- failure type (mining-related, electrical, mechanical, hydraulic, etc.),
- failure duration,
- failure area,
- working team in the failure area,
- working team responsible for failure,
- chosen items of the hierarchical structure given in paragraph 3.

6. Graphical failure analyses on two- and three-dimensional diagrams showing daily output, number of failures and failure duration by days, weeks and months.

The examples of a graphical failure analysis are shown in figures 4, 5 and 6.

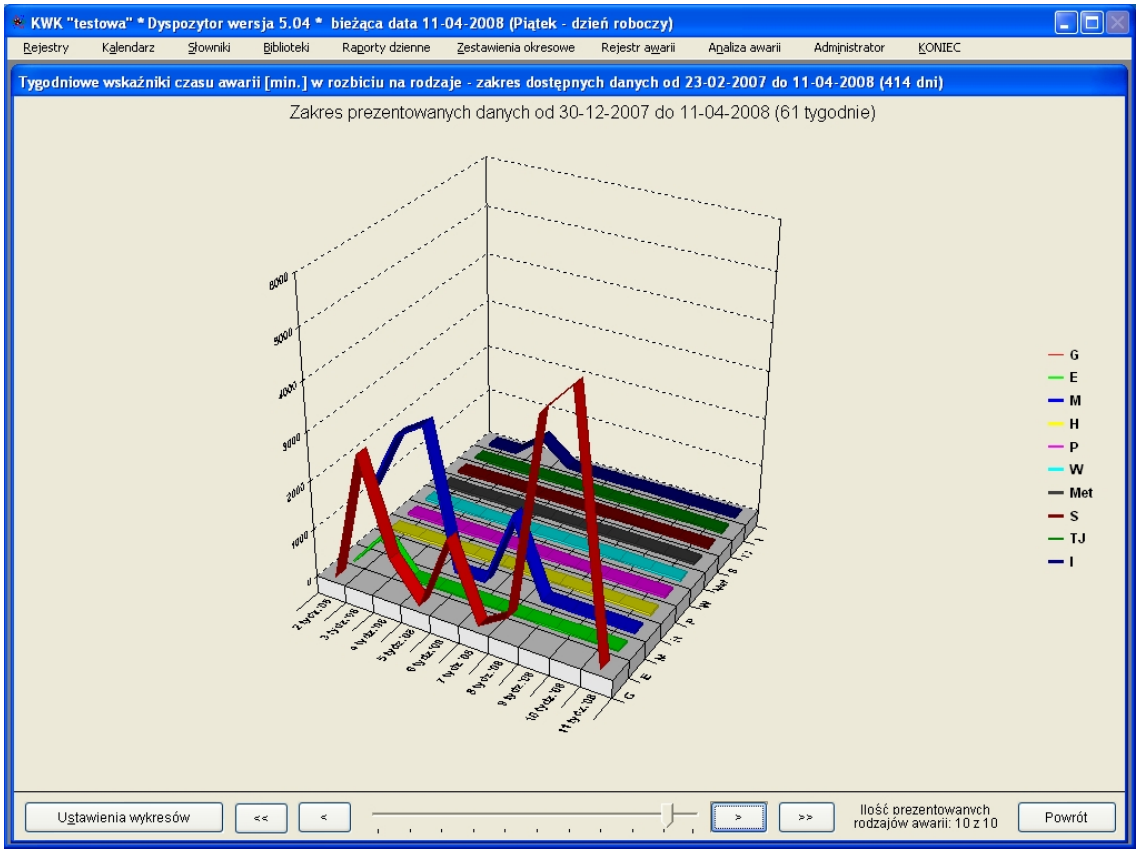


Fig. 4. An example of a quarterly failure graphical analysis by weekdays

Legend (failure class):

- G – Mining-related
- E – Electrical
- M – Mechanical
- H – Hydraulic
- GOG – Geological
- W –Ventilation
- Met – Methane danger
- S – Shaft-related
- TJ – Modification

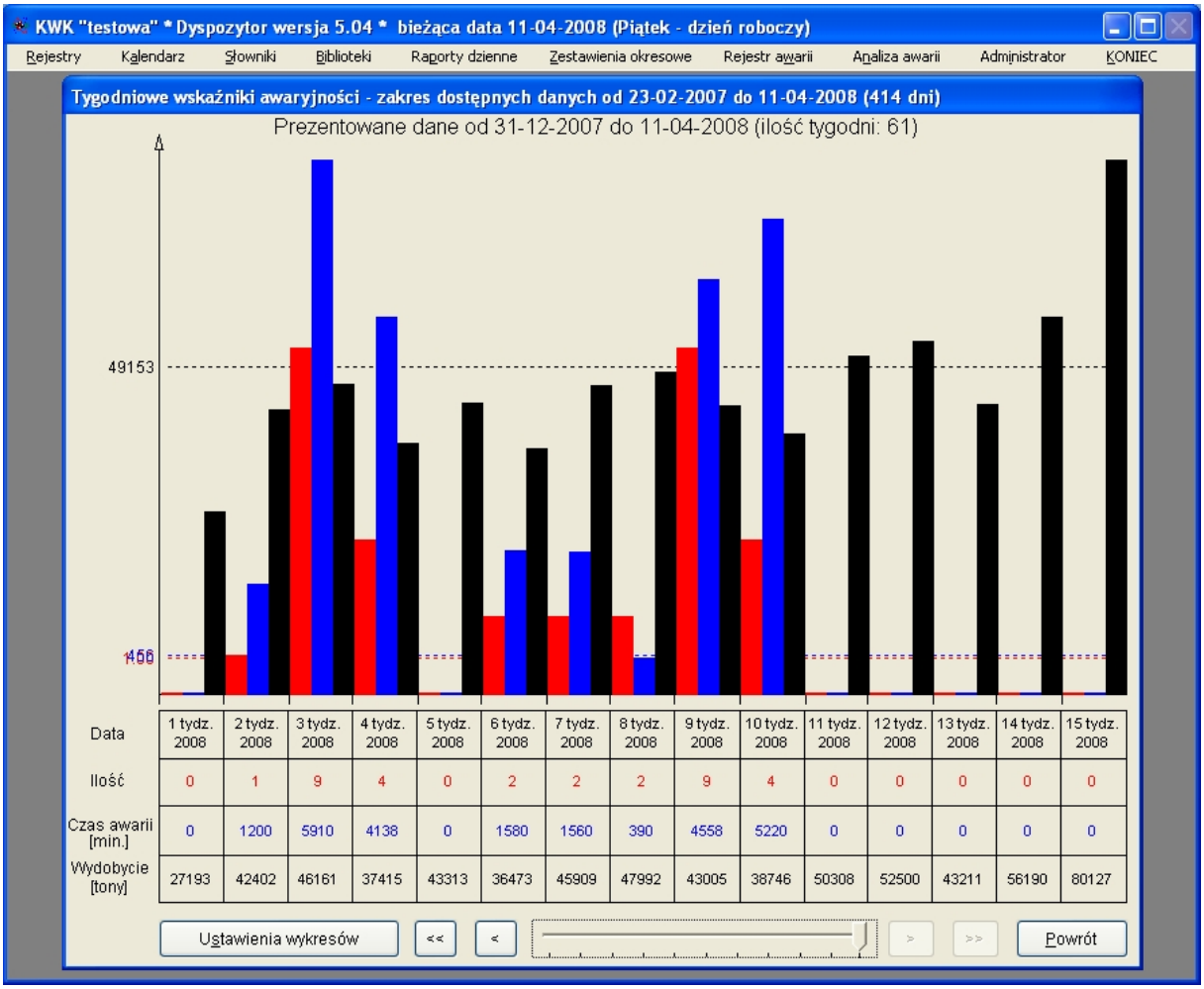


Fig. 5. An example of a failure graphical analysis for any selected period

Legend:

- Failures
- Failure duration
- Output

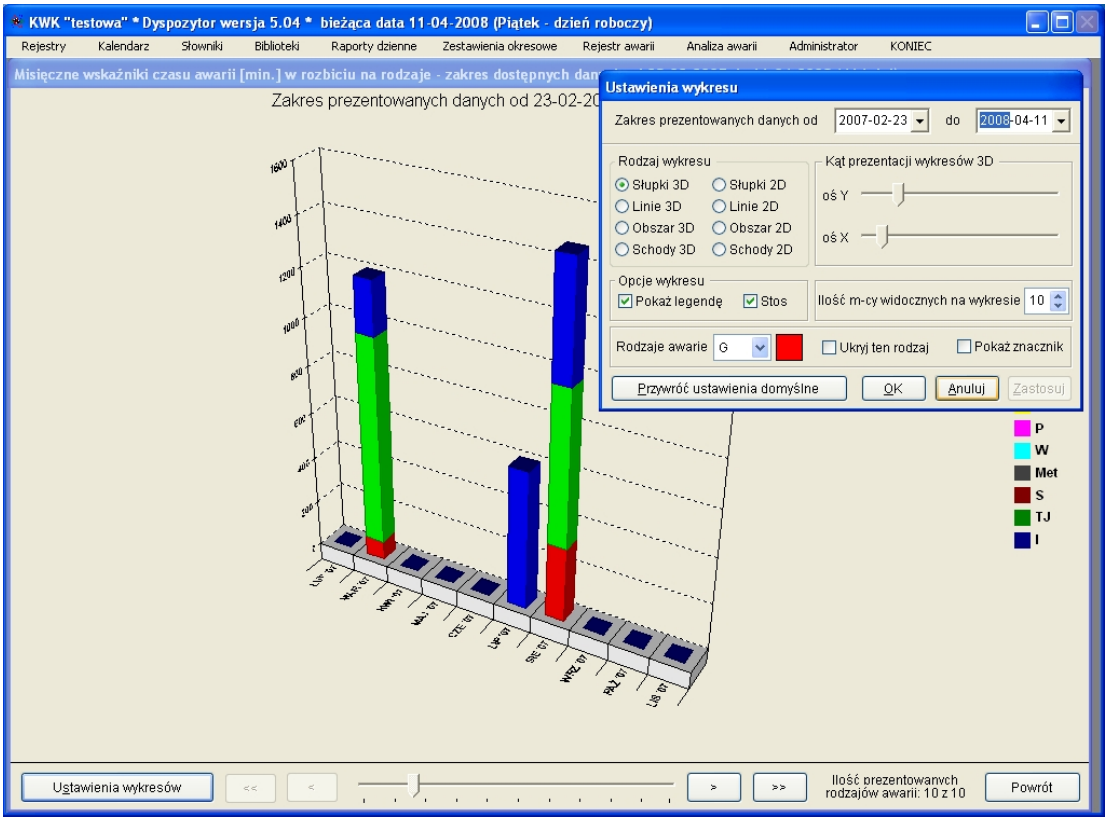


Fig. 6. An example of a failure graphical analysis by any month

Legend (failure class):

- G – Mining-related
- E – Electrical
- M – Mechanical
- H – Hydraulic
- GOG – Geological
- W –Ventilation
- Met – Methane danger
- S – Shaft-related
- TJ – Modification

2.3 OHS Module

The OHS module helps to keep the the Safety department records concerning the inspection of the areas by the department's staff and helps to register the events and accidents occurring at the mine and to generate relevant statements, reports and analyses.

2.4 TMG (Mining and Geology Department) Module

The TMG module supports the Mining and Geology Department's activities at the mine and is intended for inputting the data acquired after the acceptance of mining works (mine face and longwall advance measurement). The data is next used for comparative analyses with the data introduced from shift reports and is transferred to the SZY2/HPR Production Scheduling System.

3. SZYK2/MRPP system implementation status

The SZYK2/MRPP system has been implemented and operated at one of the West Mining Centre's mines in a bi-operational model and at five mines being part of the North Mining Centre where it is used in a coal company model.

The next implementations of the SZYK2/MRPP system at the mines belonging to Kompania Węglowa S.A. are scheduled for 2008.

4. Conclusions

1. The experience gathered to date from deploying the SZYK2/MRPP system solutions at hard coal mines shows multiple effects of the system's practical use.
2. The SZYK2/MRPP system's deployment is greatly streamlining the progress of works related to the collection of key data concerning coal company operations and improves and harmonises reports (shift, daily and periodical reports) submitted to mine management and superior bodies.

References:

1. Dec B., Gajoch., 1999 – ZEFIR dispatch system. Mechanisation and Automation in Mining 1999 No.4-5, 74-78.

2. Bryk M., et el.,. 2006 – Operating documentation of the SZYK2/MRPP system. Internal paper 2006, COIG S.A., Katowice.

3. Koszowski Zb., Horodecki J., 2007 – New products and forms of IT services developed at Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A., Katowice. 2007. The Polish Mining Congress. Kraków. Wyd. IGSM i E PAN. Kraków.

УДК 622.281

© В.И. Бондаренко,
И.А. Ковалевская,
Г.А. Симанович,
В.В. Поротников

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ СВЯЗИ КОЭФФИЦИЕНТА ОБЪЕМНОГО РАСШИРЕНИЯ, СОСТАВА И СВОЙСТВ ЗАПОЛНИТЕЛЯ ТРУБЧАТОГО АНКЕРА ТА2

Наведено результати експериментальних досліджень деформаційних і міцнісних параметрів заповнювача, що розширюється при твердінні внутрішньої порожнини трубчастого анкера ТА2 з урахуванням фактора часу.

Приведены результаты экспериментальных исследований деформационных и прочностных параметров расширяющегося при твердении заполнителя внутренней полости трубчатого анкера ТА2 с учетом фактора времени.

Results of experimental researches deformation and strengthen parameters extending are resulted at hardening a filler of an internal cavity of tubular anchor TA2 in view of the factor of time.

Для разработки методики расчета рациональных параметров упрочнения слабых пород трубчатыми анкерами ТА2 исследованы механические характеристики и состав расширяющегося при твердении заполнителя.

При выборе материала заполнителя руководствовались двумя основными факторами. Во-первых, доступность приобретения материала и технологичность его применения в конструкции трубчатого анкера ТА2. Широко распространены [1, 2] в строительной отрасли различные марки расширяющегося портландцемента (РПЦ), который получают на основе обычного портландцемента и расширяющих добавок (например, алюминатно-сульфатных или алюмооксидных). Причем технология приготовления расширяющейся при твердении песчано-цементной смеси предусматривает смешивание в определенных пропорциях обычного и расширяющегося портландцемента (для получения требуемого коэффициента объемного расширения $K_з$) непосредственно в растворосмесителе. Также отработаны средства малой механизации введения песчано-цементного раствора во внутреннюю полость трубчатого анкера по аналогии с изготовлением железобетонных анкеров [3].

Во-вторых, требуемое значение коэффициента объемного расширения заполнителя принято $K_з = 0...0{,}4\,\%$. Такой диапазон его изменения при твердении смеси вполне обеспечивают песчано-цементные камни на основе расширяющегося портландцемента.

Задача лабораторных испытаний образцов песчано-цементного камня с расширяющими добавками выполнена в два этапа: на первом – определение коэффициента объемного расширения $K_з$ в зависимости от процентного содержания расширяющегося и обыкновенного портландцемента; на втором – определение прочностных $\sigma_з^{сж}$ и деформационных $E_з$ и $\mu_з$ характеристик заполнителя из песчано-цементного камня в диапазоне изменения $K_з$ до 0,4 %. На обоих этапах исследований сделаны следующие ограничения количества варьируемых параметров, подлежащих учету:

– использована наиболее широко распространенная марка портландцемента общестроительного назначения ПЦ II/Б-Ш-400 (по ДСТУ-Б-В.2.7-46-96) и расширяющегося портландцемента РПЦ-400;

– водоцементное отношение $(В/Ц)$ принято постоянным $В/Ц = 0{,}7...0{,}8$ по рекомендациям [3, 5] для обеспечения необходимой подвижности песчано-цементного раствора в средствах механизации и транспортирующих трубопроводах.

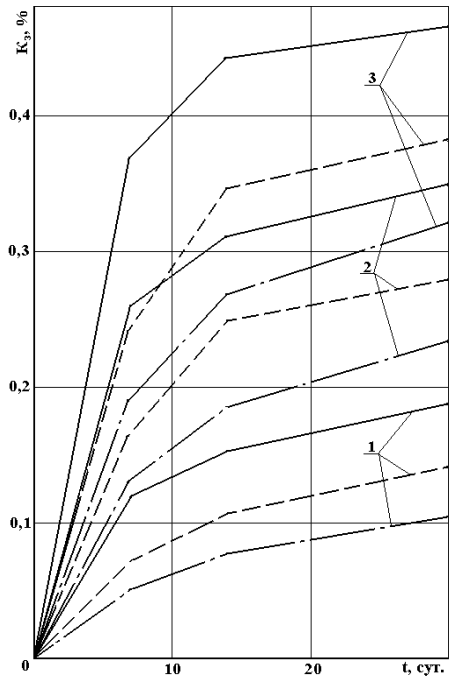
Таким образом, на первом этапе исследований выполнена задача по определению за-

висимости коэффициента объемного расширения $K_з$ от параметров: процентного содержания расширяющегося портландцемента РПЦ (в процентах от суммарного веса обычного и расширяющегося цемента), времени t твердения песчано-цементного камня (в сутках), весового соотношения $П/Ц$ компонентов сухой смеси ($Ц$ – цемент, $П$ – песок).

Процентное содержание расширяющегося портландцемента принято РПЦ = 10%, 20% и 30%; исследовались три состава сухой смеси $П/Ц = 1, 3$ и 5, которые перекрывают практически всю гамму рецептур песчано-цементных растворов, применяемых в шахтном строительстве. По времени t твердения песчано-цементного камня наблюдения производились через: 1, 3, 7, 14 и 28 сут.

Методика проведения экспериментов заключалась в следующем. Было изготовлено 9 обойм для одновременного испытания 9 песчано-цементных образцов с постоянным содержанием расширяющегося портландцемента (по три образца с составами $П/Ц = 1, 3$ и 5).

Проведя три группы испытаний песчано-цементных образцов при РПЦ = 10%, 20% и 30% после обработки результатов методами корреляционно- дисперсионного анализа устанавливалась связь $K_з$ с параметрами: РПЦ, $П/Ц$ и t.



—— $П/Ц = 1$; - - - $П/Ц = 3$; -·-·- $П/Ц = 5$

Рис. 1. Зависимость коэффициента объемного расширения $K_з$ песчано-цементного камня от времени t его твердения 1 – РПЦ=10%; 2 – РПЦ=20%; 3 – РПЦ=30%

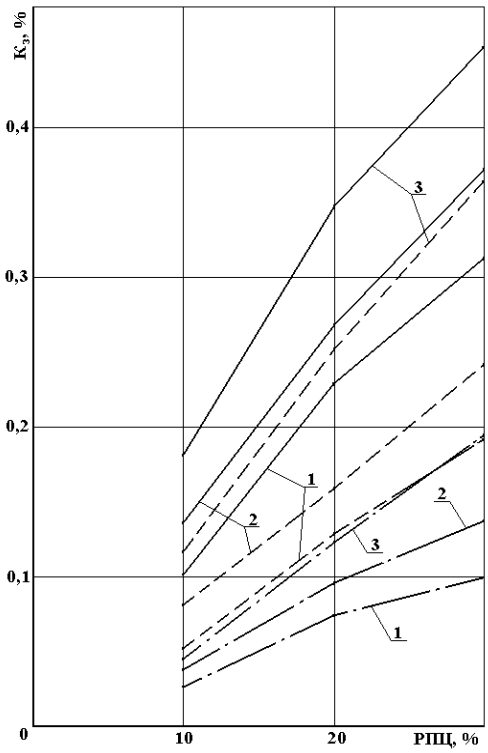
На втором этапе исследований определялись механические характеристики $\sigma_з^{сж}$, $E_з$ и $\mu_з$ песчано-цементного камня с добавкой расширяющегося цемента на образцах кубической формы с размером грани 50 мм по стандартной методике [6].

В каждом испытании нагружалось по 3 образца, что обеспечивало коэффициент вариации, не превышающий 20%. Таким образом, было проведено 36 групп испытаний для определения $\sigma_з^{сж}$ и 36 групп испытаний для определения $E_з$ и $\mu_з$.

По результатам испытаний построены графики зависимости коэффициента объемного расширения $K_з$ от времени твердения t песчано-цементного камня с расширяющей добавкой (рис. 1). Из графиков видно, что наблюдается рост $K_з$ по мере твердения образцов из песчано-цементного камня. Увеличение $K_з$ наиболее интенсивно происходит в первые 7 суток твердения (от 50...55% до 75...80% от величины показателя при $t = 28$ сут.), далее с увеличением возраста образцов кривые $K_з(t)$ выполаживаются и при $t \geq 28$ сут. процесс увеличения объема песчано-цементного камня практически прекращается. Эти результаты находятся в полном соответствии с данными [1], где указывается, что расширение песчано-цементного камня с расширяющимися добавками происходит, в основном, в первые 7 суток твердения образцов; иногда этот период увеличивается до 10...14 сут. в зависимости от влияющих факторов и условий твердения образцов. Специалисты этот эффект объясняют [1, 2] наиболее интенсивным образованием в первые 7 суток структурных связей гидросульфоалюминатов кальция игольчатой формы, которые дополнительно связывают между собой частицы цемента. В свете таких представлений объясняются полученные результаты в части: – при увеличении содержания РПЦ ускоряется процесс увеличения в объеме песчано-цементного камня в первые 7 суток (например, при $П/Ц = 1$ относительное значение $K_з$ возрастает от 63,6% при РПЦ = 10% до 80,2% при РПЦ = 30%); – при увеличении отношения

$П/Ц$ замедляется интенсивность роста $K_з$ в первые 7 суток твердения (например, при РПЦ = 30% относительное значение $K_з$ снижается от 80,2% при $П/Ц = 1$ до 61,3% при $П/Ц = 5$).

Влияние процентного содержания расширяющегося портландцемента РПЦ в общем объеме вяжущего на величину $K_з$ четко прослеживается на графиках рис. 2. С увеличением РПЦ возрастает величина коэффициента объемного расширения песчано-цементного камня, что объясняется повышенным содержанием структурных связей гидросульфоалюминатов кальция в единице объема испытываемого образца. Из характера полученных зависимостей можно сделать два вывода, подтверждающих их достоверность. Во-первых, в интервале РПЦ = 10...30% наблюдается закономерность (хотя и не сильно выраженная) снижения интенсивности роста $K_з$ с увеличением РПЦ, которая логично объясняется тем, что при РПЦ = 100% прекращается рост $K_з$, который достигает своего максимума, не превышающего, как правило, 2...2,5% [1]. Во-вторых, если экстраполировать зависимости $K_з$ (РПЦ) на интервал РПЦ < 10%, то при РПЦ = 0 (отсутствует расширяющийся портландцемент), то коэффициент $K_з$ имеет небольшое отрицательное значение ($K_з = -0{,}01...-0{,}05$), то есть при твердении образцов из общестроительных марок портландцемента происходит их небольшая усадка, что повсеместно наблюдается на практике.



1 – $t = 3$ сут.; 2 – $t = 7$ сут.; 3 – $t = 28$ сут.;
—— $П/Ц = 1$; - - - $П/Ц = 3$;
-·-·- $П/Ц = 5$

Рис. 2. Зависимость коэффициента объемного расширения $K_з$ песчано-цементного камня от процентного содержания расширяющегося портландцемента РПЦ

Изучение зависимости коэффициента объемного расширения $K_з$ от отношения $П/Ц$ компонентов сухой песчано-цементной смеси (рис. 3) показало, что с ростом $П/Ц$ наблюдается снижение величины $K_з$ (например, при $t = 28$ сут. и увеличении $П/Ц$ от 1 до 5 коэффициент $K_з$ уменьшается в 1,45 раза при *РПЦ* = 30%, в 1,48 раза при *РПЦ* = 20% и в 1,78 раза при *РПЦ* = 10%), что, на наш взгляд, объясняется уменьшением доли структурных связей гидросульфоалюминатов кальция в единице объема образца, содержащего повышенную дозу песка.

В целом, выявленные закономерности позволяют подбирать требуемые составы песчано-цементного раствора для образования заполнителя внутренней полости анкера ТА2 с необходимым коэффициентом объемного расширения $K_з$ до 0,4%.

Результаты испытания песчано-цементных образцов на одноосное сжатие приведены на рис. 4. Анализ измеренных значений предела прочности $\sigma_з^{сж}$ на одноосное сжатие позволил сделать следующие выводы:

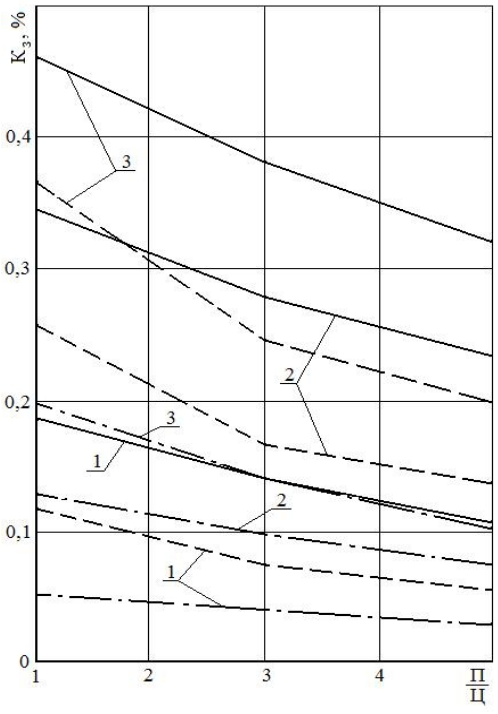
– при введении в состав песчано-цементной смеси расширяющегося портландцемента (*РПЦ*) наблюдается повышенная интенсивность роста прочности образцов в первые 7 суток. Так, относительная прочность образцов (по отношению к возрасту $t = 28$ сут.) составляет 49...51 % при $t = 3$ сут. и 70...74 % при $t = 7$ сут. В то же время для обычного портландцемента общестроительного назначения по данным [7] интенсивность нарастания прочности равна 30...35% при $t = 3$ сут. и 50...60% при $t = 28$ сут. С увеличением содержания РПЦ от 10 до 30% в составе обычного цемента интенсивность нарастания прочности незначительно увели-

чивается (не более, чем на 5%). Такая особенность набора прочности образцов с расширяющимся портландцементом вполне согласуется с результатами исследований [1];

– в возрасте 28 сут. образцы песчано-цементного камня с добавкой *РПЦ* имеют предел прочности на одноосное сжатие несколько выше (на 10...25%), чем соответствующие образцы без добавки *РПЦ*. Здесь следует отметить данные [1] о том, что при твердении образцов на основе расширяющегося портландцемента в стесненных условиях (а именно такие условия возникают при отвердевании заполнителя в трубчатом анкере, контактирующем с породными стенками шпура) их прочность возрастает до 50%. Этот эффект можно рассматривать как некоторый запас прочности при подборе песчано-цементной смеси по критерию $P_з^н \le \sigma_з^{сж}$, где $P_з^н$ – начальное давление на контакте «заполнитель-металлическая труба»;

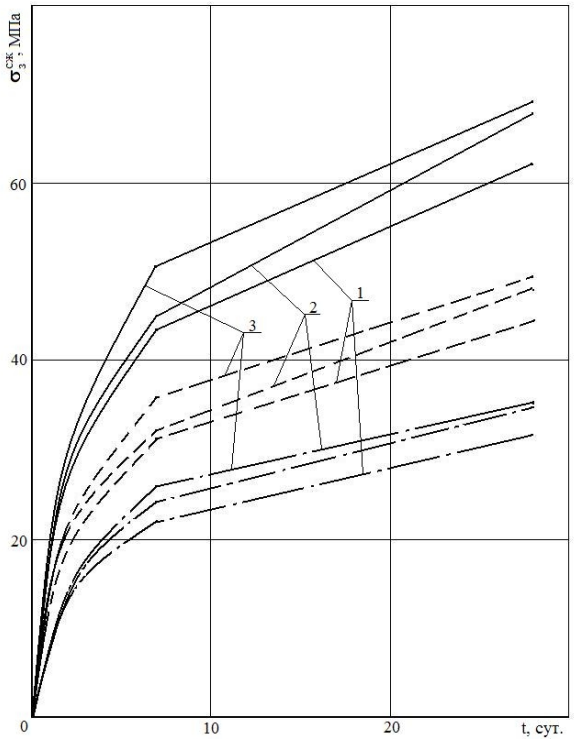
– наблюдается несколько меньшее влияние отношения $П/Ц$ на прочность песчано-цементного камня с РПЦ в сравнении с обычным портландцементом. Например, при увеличении $П/Ц$ с 1 до 3 прочность образцов с РПЦ снижается в 1,37...1,43 раза, а с обычным портландцементом – в 1,5...1,7 раза.

Установленные закономерности использованы при выборе состава заполнителя для изготовления трубчатого анкера ТА2.



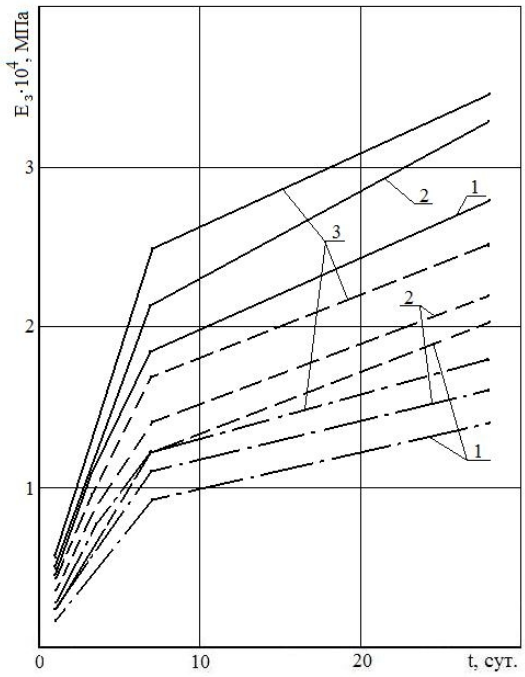
1 – РПЦ=10%*; 2 – РПЦ*=20%*,*
3 – РПЦ=30%*;*
—— $t = 28$ сут.; - - - $t = 7$ сут.;
- · - · - $t = 3$ сут.

Рис. 3. Зависимость коэффициента объемного расширения $K_з$ песчано-цементного камня от состава $П/Ц$ сухой смеси



1 – РПЦ=10%*; 2 – РПЦ*=20%*;*
3 – РПЦ=30%*;*
—— $П/Ц = 1$; - - - $П/Ц = 3$;
- · - · - $П/Ц = 5$

Рис. 4. Зависимость нарастания предела прочности $\sigma_з^{сж}$ на сжатие песчано-цементного камня во времени t

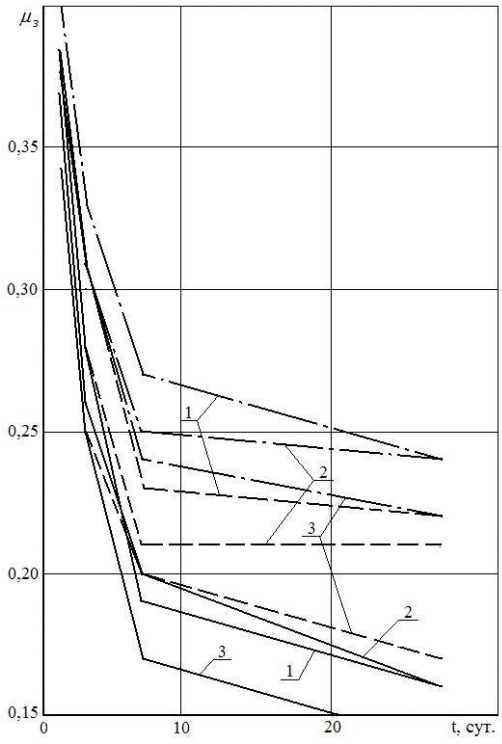


1 – *РПЦ*=10%; 2 – *РПЦ*=20%;
3 – *РПЦ*=30%;
—— $П/Ц = 1$; - - - $П/Ц = 3$;
-·- $П/Ц = 5$

Рис. 5. Зависимость модуля деформации $E_з$ песчано-цементного камня от времени t его твердения

Далее по методике [6] были проведены измерения деформационных характеристик (модуля деформации $E_з$ и коэффициента $\mu_з$ Пуассона) песчано-цементных образцов с применением добавок расширяющегося портландцемента (РПЦ). При этом образцы нагружались усилиями от 20 до 60% от разрушающих, а величины $E_з$ и $\mu_з$ определялись по разнице показаний индикаторов между конечной ($\sigma = 0{,}6\sigma_з^{сж}$) и начальной ($\sigma = 0{,}2\sigma_з^{сж}$) стадиями нагружения.

По результатам измерений модуля деформации песчано-цементного камня с РПЦ построены графики на рис. 5. Наблюдается интенсивное увеличение модуля деформации $E_з$ при твердении образцов в первые 7 суток, когда по сравнению с образцами 28 суточного возраста модуль деформации составляет от 60,1 до 72,2%. Увеличение содержания расширяющегося портландцемента (РПЦ) от 10% до 30% в составе цементного вяжущего интенсифицирует процесс роста $E_з$ всего на 3...6% в первые 7 суток. Однако абсолютная величина $E_з$ более существенно зависит от содержания РПЦ, что, на наш взгляд, объясняется появлением дополнительных более жестких структурных связей скелета песчано-цементного камня. Например, при возрастании РПЦ от 10 до 30% модуль деформации $E_з$ увеличивается на 34,6...64,7% при $t = 1$ сут. и на 23,6...27,9% при $t = 28$ сут. Также имеет место существенное снижение модуля деформации $E_з$ при увеличении песчано-цементного отношения $П/Ц$, что, на наш взгляд, объясняется снижением процентного содержания жестких структурных связей в общем объеме песчано-цементного образца. Так, при увеличении $П/Ц$ от 1 до 5 модуль деформации снижается в 1,83...2,15 раза при $t = 1$ сут. и в 1,93...2,05 раза при $t = 28$ сут.



1 – РПЦ=10%; *2 – РПЦ*=20%;
3 – РПЦ=30%;
—— $П/Ц = 1$; - - - $П/Ц = 3$;
—·- $П/Ц = 5$

Рис. 6. Зависимость коэффициента Пуассона $\mu_з$ песчано-цементного камня от времени t его твердения

Одновременно с исследованием $E_з$ выполнялись замеры по определению коэффициента Пуассона $\mu_з$ песчано-цементного камня с РПЦ, результаты которых представлены на графиках рис. 6. Величина $\mu_з$ в зависимости от влияющих параметров изменялась в пределах 0,14..0,40. Наиболее существенная связь коэффициента Пуассона $\mu_з$ наблюдается со временем t твердения образцов. Общая закономерность такова, что с увеличением времени твердения t коэффициент $\mu_з$

снижается и при $t > 7$ стабилизируется со значениями $\mu_з = 0{,}14...0{,}24$. На наш взгляд, этот факт объясняется набором прочности и жесткости скелетных связей песчано-цементного камня и снижением его пластических свойств. Влияние содержания РПЦ в составе вяжущего относительно невелико и составляет 7,5...29,4% с общей тенденцией снижения $\mu_з$ при увеличении РПЦ, что предопределяется повышением жесткости скелетных связей песчано-цементного камня.

Повышение песчано-цементного отношения сухой смеси снижает количество структурных связей в единице объема образца и повышает его пластические свойства, что отражается на увеличении $\mu_з$ в интервале 5,3...51,7% при росте отношения $П / Ц$ от 1 до 5.

В целом, выявленные закономерности связи параметров $K_з$, $\sigma_з^{сж}$, $E_з$ и $\mu_з$ с параметрами $П / Ц$, $РПЦ$ и t являются основой для выбора рационального состава песчано-цементного раствора заполнителя трубной заготовки анкера ТА2.

Список литературы

1. Кузнецова Т.В. Алюминатные и сульфоалюминатные цементы. – М.: Стройиздат, 1986. – 208 с.

2. Михайлов В.В., Рубецкая Т.В., Титова Л.А. К вопросу о сульфатостойкости бетона на напрягающем цементе //Бетон и железобетон. – 1974. – №3. – С. 11-13.

3. Заслов В.Я. Механизация крепления горных выработок. – М.: Недра, 1980. – 223 с.

4. Поротников В.В. Обоснование параметров упрочнения трубчатыми анкерами слабых приконтурных пород подземных выработок. Автореферат дис…. канд. техн. наук. – Днепропетровск, 2006. – 19 с.

5. Пиньковский Г.С. Резервы повышения эффективности шахтного строительства. – М.: Недра, 1979. – 304 с.

6. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая, Р.И. Тедер, Е.С. Ватагин, Ф.М. Кунтыш. – М.: Недра, 1969. – 392 с.

7. Скобозцов В.С., Афанасьев Ю.С. Исследование напряжений в железобетонных анкерах //ФТПРПИ. – 1973. – №3. – С. 29-34.

УДК 622.272

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

ПРИМЕНЕНИЕ САМОХОДНОГО ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ ЗАЛЕЖЕЙ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Наведено результати прогнозування можливості застосування на очисних роботах самохідного навантажувально-доставочного обладнання.

Представлены результаты прогнозирования возможности применения на очистных работах самоходного погрузочно-доставочного оборудования.

Forecast results of possibility of using self-propelled loader-delivery equipment for stope work are presented in the article.

В настоящее время для условий ряда шахт Криворожского бассейна выполняются проектные работы с использованием на выпуске и доставке руды самоходного погрузочно-доставочного оборудования. В бассейне имеется опыт отработки залежей магнетитовых квар-

цитов с применением погрузочно-доставочного оборудования на шахте «Саксагань» рудоуправления им. Дзержинского в 80-х гг. XX в. [1]. Участок залежи длиной по простиранию 200-250 м отрабатывался этажно-камерными системами в условиях отсутствия электровозной откатки. Крепость и устойчивость рудного массива позволяли проходить и эксплуатировать доставочные выработки сечением 10…12 м^2 практически без крепления. Выпускаемая руда самоходным оборудованием доставлялась к рудоспускам и перепускалась на нижележащий откаточный горизонт. Однако возможность эффективного применения самоходного оборудования для добычи богатых железных руд при подэтажных системах разработки с массовым обрушением и последующей электровозной откаткой требует предварительной оценки.

Задача исследований состояла в установлении закономерностей изменения стоимостных параметров от основных влияющих факторов при традиционной технологии и при применении на выпуске и доставке самоходного оборудования. Путем сопоставления полученных результатов определяли целесообразность использования рассматриваемых технологий в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Сущность традиционной технологической схемы добычи руды, представленной на рис. 1, сводится к следующему. На подэтаже в пределах ширины блока по простиранию B формируют горизонт скреперования с высотой днища $h_д$. Мощность залежи M обычно обеспечивает возможность выпуска руды на один-два штрека скреперования. Выше горизонта скреперования в лежачем боку проходит подсечной буровой штрек 5, из которого обрушают слой руды высотой $h_2 - h_д$, где h_2 – удаление вышележащего бурового горизонта относительно горизонта скреперования. Руда в пределах слоя руды отбивается верно расположенными глубокими скважинами. Выпуск и доставка руды осуществляется, как правило, скреперными лебедками типа 30ЛС-2С.

Себестоимость добычи базовой технологией $C_{баз}$ будет определяться, прежде всего, затратами на проходку выработок $C_н$, разбуривание массива $C_б$, выпуск и доставку руды $C_{вып}$:

$$C_{баз} = C_н + C_б + C_{вып}, \text{грн/т.} \qquad (1)$$

В общем случае затраты, связанные с проходкой нарезных выработок, определяются из выражения:

$$C_н = 2\frac{B}{l_д} l_{ниш} S_{ниш} C_{ниш} + 2\frac{B}{l_д} h_д S_д C_д + \frac{B}{l_{скр}} h^I_{\frac{п}{эт}} S_{руд} C_{руд} +$$

$$+ 2BS_{бур} C_{бур} + BS_{скр} C_{скр} + 2h^{II}_{\frac{п}{эт}} S_{хоз} C_{хоз}, \text{ грн,}$$

где $S_{ниш}, S_д, S_{руд}, S_{бур}, S_{скр}, S_{хоз}$ – сечения соответственно ниш, дучек, рудоспусков, буровых штреков, штреков скреперования, хозяйственных восстающих, м^2;

$C_{ниш}, C_д, C_{руд}, C_{бур}, C_{скр}, C_{хоз}$ – стоимость проходки соответственно ниш, дучек, рудоспусков, буровых штреков, штреков скреперования, хозяйственных восстающих, грн/м^3;

$l_{ниш}$, $l_д$, $h^I_{\frac{п}{эт}}$, $h^{II}_{\frac{п}{эт}}$ – соответственно длина ниш, расстояние между выпускными отверстиями, высота нижнего и верхнего подэтажа, м.

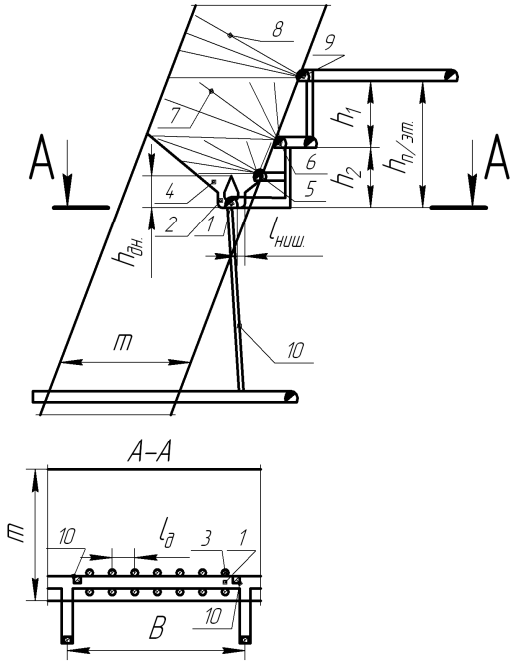


Рис. 1. Принципиальная схема отработки участков залежей средней мощности с применением скреперной доставки: 1 – штрек скреперования, 2 – ниша, 3 – дучка, 4 – воронка выпуска, 5 – буровой штрек для подсечки, 6 – буровой штрек для обрушения руды, 7 – веера глубоких скважин, 9 – буровой штрек для обрушения потолочины, 10 – рудоспуск

В первом приближении затраты, связанные с бурением скважин, определяются из выражения:

$$C_б = \frac{1}{2}\lambda_в (\, h_2 - h_д)\, M\, B\, C_{бур}\gamma_р + \lambda_в\, h_1\, M\, B\, C_{бур}\gamma_р + 2\frac{B}{l_д}\,\lambda_{вор} V_{вор}\,\gamma_р\, C_{бур.шп}, \text{ грн},$$

где $\lambda_в, \lambda_{вор}$ – расход, соответственно, глубоких скважин и штанговых шпуров при разбуривании массива и формировании воронок выпуска, м/т;

$C_{бур}, C_{бур.шп}$ – стоимость бурения соответственно одного метра скважины и штангового шпура, грн/м;

$V_{вор}$ – объем воронки выпуска, м^3.

Выражение для определения затрат, связанных с выпуском и скреперной доставкой руды, будет иметь вид:

$$C_{вып} = n(C_{мон} + C_{дем}) + \frac{к n_{ам} Ц_{скр}}{N_{раб} N_{см} Q_{скр}} M h_{п/эт} B \gamma_р + \frac{C_{эл}(к_{дв} N_{скр} T_{чист}) к_с}{Q_{скр}} M h_{п/эт} B \gamma_р +$$
$$+ \frac{C_{зар}}{Q_{скр}} M h_{п/эт} B \gamma_р, \text{ грн},$$

где $C_{мон}, C_{дем}$ – стоимость, соответственно, монтажа и демонтажа скреперной лебедки, грн;

$n, n_{ам}$ – соответственно количество скреперных лебедок, работающих в штреке скреперования (штук), и норма их амортизации (доли ед.);

$к$ – коэффициент обслуживания,

$Ц_{скр}, Q_{скр}$ – соответственно стоимость скреперной лебедки (грн) и ее производительность (т/см);

$N_{раб}, N_{см}$ – соответственно количество рабочих дней в году и количество смен работы

скреперных лебедок в сутки;

$C_{эл}$ – стоимость электроэнергии, грн/кВт-час;

$\kappa_{дв}, \kappa_{с}$ – коэффициент загрузки двигателя и коэффициент, учитывающий затраты на прокладку сетей;

$N_{скр}$ – мощность скреперной лебедки, кВт;

$T_{чист}$ – чистое время работы лебедки в течение смены, час;

$C_{зар}$ – заработная плата скрепериста, грн/чел-см.

Переходя к удельному исчислению затрат и фиксируя величину запасов руды в пределах подэтажа (для типовых горно-геологических условий, приведенных на рис. 1 – около 170 тыс.т), определяем:

$$C_{н} = 0{,}002\, V_{н}, \text{ грн/т}, \tag{2}$$

где $V_{н}$ – объем нарезных выработок, м^3.

Оценочные условные затраты на буровые работы, исходя из стоимости бурения скважин 50 грн/м и штанговых шпуров 30 грн/м, для условий, иллюстрируемых рис. 1, составят $C_{б} \approx$ 1,5 грн/т.

Величина условных затрат, связанных с выпуском и доставкой руды (приняв для определенности стоимость скреперной лебедки 50000 грн и ее производительность 180 т/см), составит:

$$C_{вып} \approx 0{,}03 + \frac{146}{Q_{скр}}, \text{ грн/т}. \tag{3}$$

Тогда условная себестоимость добычи руды базовой технологией составит

$$C_{баз} \approx 2{,}23 + 0{,}002\, V_{н} + \frac{146}{Q_{скр}}, \text{ грн/т}. \tag{4}$$

Из полученных зависимостей следует, что при росте производительности скреперной лебедки с 180 до 220 т/смену себестоимость $C_{баз}$ снижается в 1,04 раза. В тоже время увеличение объема нарезных работ в 2 раза (с 1000 до 2000 м^3) увеличивает $C_{баз}$ в 1,45 раза. При том, что затраты на бурение являются условно постоянными, это свидетельствует о том, что затраты на проведение и поддержание выработок наиболее существенно влияют на $C_{баз}$. Поскольку их удельный вес в условной себестоимости составляет около 30%, существенно снизить затраты за счет повышения производительности скреперной доставки весьма проблематично. Кроме того, увеличение стоимости скреперной лебедки с 40000 до 60000 грн увеличивает величину $C_{баз}$ в 1,02 раза, т.е. стоимость отечественного оборудования существенного влияния на общие затраты не оказывает.

Отличительные особенности принципиальной схемы отработки блока с применением самоходного погрузочно-доставочного оборудования, представленной на рис. 2, заключаются в следующем. Траншейная подсечка *1* в основании подэтажа формируется путем разбуривания и взрывания вееров скважин из траншейного штрека *3*. Затем отбивается верхний слой руды *4*. Отбитую руду выпускают и транспортируют погрузочно-доставочной машиной, которая движется по транспортному штреку *5* и погрузочному заезду *6*.

Условная себестоимость очистной выемки при данной технологии $C_{нов}$ составляет:

$$C_{нов} = C_{н} + C_{б} + C_{вып}, \text{ грн/т}.$$

В этом случае затраты, связанные с проходкой нарезных выработок, определятся как:

$$C_{н} = S_{т} C_{т} B + S_{тр} C_{тр} B + \frac{B}{l_{з}} l_{маш} S_{з} C_{з} + 2(h_2 + h_1) S_{хоз} C_{хоз} + B S_{бур} C_{бур} + \frac{h_{п/эт} S_{руд} C_{руд}}{L_{д}/B}, \text{ грн},$$

где $S_т, S_{тр}, S_з, S_{хоз}$ – соответственно сечения транспортного штрека, траншейного штрека, погрузочного заезда, хозяйственных восстающих, м^2;

$C_т\ C_{тр}\ C_з$ – соответственно стоимость м^3 транспортного штрека, траншейного штрека, погрузочного заезда, грн;

$l_{маш}$ – длина погрузочного заезда, м;

$L_д$ – длина доставки руды погрузочно-доставочной машиной, м.

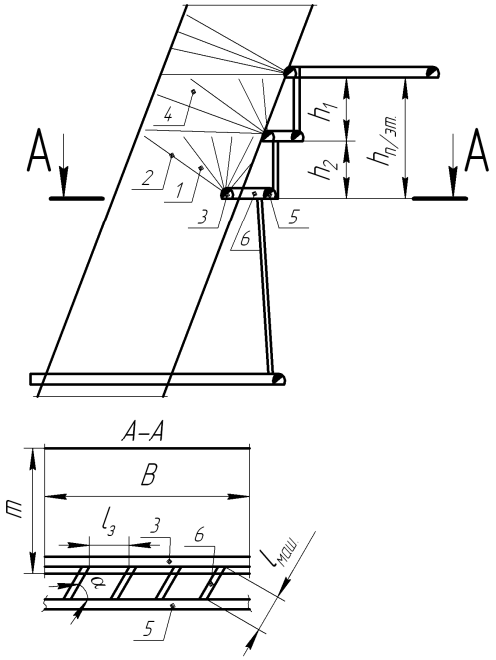


Рис. 2. Принципиальная схема отработки участков залежи средней мощности с применением погрузочно-доставочного оборудования: 1 – траншейная подсечка, 2 – скважины подсечки, 3 – траншейный штрек, 4 – скважины отбойки массива, 5 – транспортный штрек, 6 – погрузочный заезд

Условные затраты, связанные с бурением:

$$C_б = \lambda_в\ h_2\ M\ B\ C_{бур}\gamma_р + \lambda_в\ h_1\ M\ B\ C_{бур}\gamma_р, \text{ грн}$$

Наибольший удельный вес будут иметь условные затраты, связанные с выпуском и доставкой руды самоходным оборудованием:

$$C_{вып} = \frac{n_{ам} Ц_{маш}}{N_{раб} N_{см} Q_{маш}} M h_{п/эт} B \gamma_р + \frac{C_{эл}(к_{дв} P_{дв} T_{чист}) к_с}{Q_{маш}} M h_{п/эт} B \gamma_р + \frac{10^{-4} Ц_{маш}}{Q_{маш}} M h_{п/эт} B \gamma_р +$$

$$+ \frac{C_{зар}}{Q_{маш}} M h_{п/эт} B \gamma_р, \text{ грн},$$

где $Ц_{маш}$ – стоимость машины (в среднем $Ц_{маш} \approx 5000000$ грн);

$P_{дв}$ – мощность двигателей, кВт.

Произведя аналогичные предыдущему технологическому варианту расчеты, получаем:

$$C_н = 0{,}002\, V_н, \text{ грн/т}.$$

При этом $V_н \approx 150\, S_т + 283$, м^3, тогда $C_н = 0{,}3\, S_т + 0{,}6$, грн/т. Условные затраты, связанные с буровыми работами, составят 1,62 грн/т.

Величина удельных затрат, связанных с выпуском и доставкой, составляет:

$$C_{вып} = 67{,}5\frac{Ц_{маш}}{Q_{маш}} + \frac{20{,}25\cdot 10^6}{Q_{маш}} + \frac{P_{дв}\,0{,}13\cdot 10^6}{Q_{маш}}, \text{ грн.} \qquad (5)$$

Из полученных данных следует, что при стоимости ПДМ около 5 млн. грн (1 млн.долл.) и ее производительности около 1000 т/смену, себестоимость добычи при новой технологии в 1,15…1,2 раза выше по сравнению со скреперной доставкой (рис. 3). При этом работы по проходке наклонных съездов с этажа на подэтаж не учитывали. Следует отметить, что затраты на буровые работы при траншейной подсечке и в вороонкообразном днище практически одинаковы. Изменение конструкции днища не влечет за собой и существенного снижения расхода нарезных выработок, который составляет 9,5 м^3/тыс.т при самоходной доставке и 9,6 м^3/тыс.т при базовой технологии.

При производительности машины 1000 т/смену доля амортизационных отчислений в общей себестоимости при новой технологии составляет 22%, при 600 т/смену – 31%, при 400 т/смену – 40%.

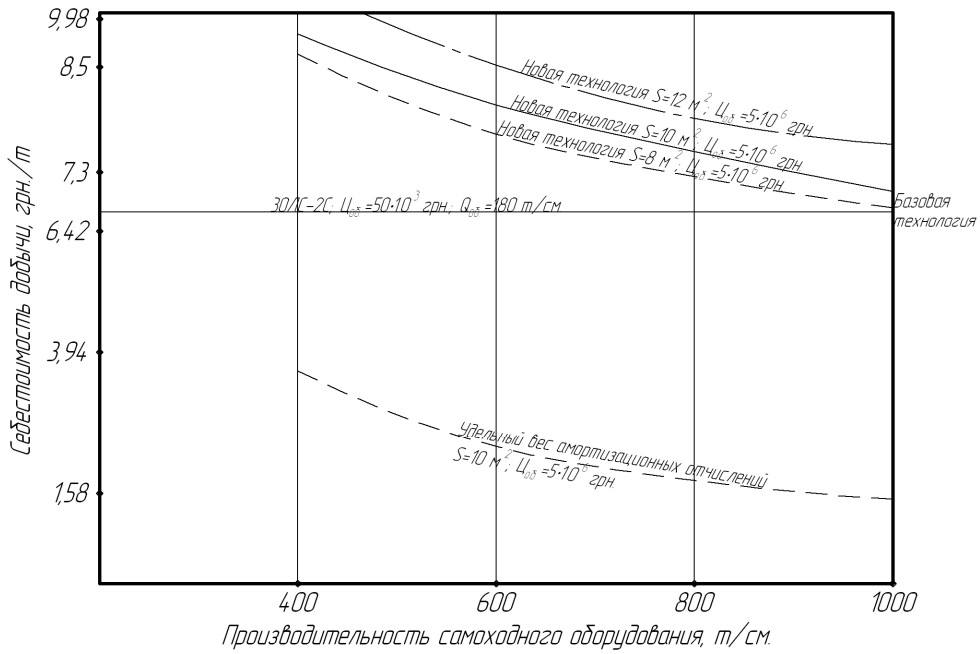


Рис. 3. Зависимость условной себестоимости добычи руды при новой и базовой технологиях

Полученные зависимости позволили определить параметры, при которых достигается равенство условной себестоимости добычи при указанных вариантах технологии очистной выемки: $C_{нов} \approx C_{баз}$. Установлено, что это условие выполняется, в случае если самоходное оборудование:

– эксплуатируется в выработках, сечение которых не превышает $S_т \approx 10$ м^2;

– имеет единичную стоимость, не превышающую 300…400 тыс. долл.;

– обеспечивает сменную производительность около 1000 т.

Представляется, что обеспечить в современных технико-экономических условиях отработки большинства залежей окисленных богатых железных руд в Криворожском бассейне выполнение перечисленных требований не представляется возможным.

Список литературы

1. Г.М. Малахов, И.Н. Малахов, Л.И. Сиволобов. Циклично-поточная технология подземной разработки магнетитовых кварцитов / Киев: Наукова думка, 1986. – 128 с.

© В.Я. Кириченко,
Б.М.Усаченко

МЕХАНОСИНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ЯВЛЕНИЯ В ПОРОДНЫХ МАССИВАХ КАК ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ БАЗА СОЗДАНИЯ НОВЫХ ШТРЕКОВЫХ КРЕПЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

У роботі розглянуті питання еволюції деформаційних процесів і самоорганізації породних масивів, представлені конструкції високоміцнісних штреків кріплень.

В работе рассмотрены вопросы эволюции деформационных процессов и самоорганизации породных массивов, представлены конструкции высокопрочностных штреков крепей.

In work questions of evolution of deformation processes and self-organizing of rocky massives are considered, designs hierstrong workings of support are submitted.

Комплексные исследования устойчивости горных выработок на угольных шахтах позволили выявить ряд особенностей эволюции деформационных процессов и самоорганизации породных массивов [1, 2]. Знание количественных и качественных показателей этих процессов весьма важно как в научном, так и в практическом плане.

Механосинергетические явления в породных массивах, обуславливающие, прежде всего природой самоорганизации продуктивных углепородных толщ. Исследования структуры такой толщи на примере месторождения Западного Донбасса позволили выявить такие особенности. С удалением от угольного пласта распределение пород по литологическому составу изменяется по гармоническому закону (многомодальный характер) с периодом кратным двум слоям.

При этом характер изменения распределения алевролитов и песчаников имеет синхронную периодичность, их максимальное значение приурочено к четным слоям, а у аргиллитов – оно изменяется в противофазе, т.е. максимальное значение достигается на нечетных слоях. Кривые распределения литотипов являются затухающими, величина максимума распределения возможностей составляет 1,65; 1,20; и 1,15 соответственно для аргиллитов, алевролитов и песчаников. Отсюда следует вывод – непосредственная почва и кровля угольных пластов имеет четко выраженную послойную литолого-стратиграфическую дифференциацию, однако с удалением от пластов происходит выравнивание соотношения литотипов, что свидетельствует об усилении однородности массива.

Такая самоорганизация пород существенно влияет на размеры формирования зоны неупругих деформаций, показатели которых принимаются при выборе деформационно-силовых характеристик штрековых металлокрепей.

В ключе сказанного, изучение прогнозной оценки возможного пучения в штреках, установлена закономерность распределения слоев пород по мощности, которая имеет периодический характер синусоидального типа. Причем кривые распределения слоев мощностью 1-2 м, 2-4 м и более 4 м изменяются синхронно (максимумы на четных слоях), а кривые слоя мощностью менее 1 м – в противофазе им (максимум на нечетных слоях) и с затуханием при удалении от пласта.

Таким образом, непосредственная почва пластов (первые три слоя) сложена маломощными слоями (менее 1,0 м), а с удалением от пласта, начиная с четвертого слоя, происходит выравнивание соотношения их по мощности. Принимая во внимание весьма низкую прочность пород и уменьшение ее при увлажнении, можно заключить, что в таких условиях будет иметь место большое пучение или же возникает необходимость применения эффективных штрековых крепей с обратным сводом.

Для выбора деформационно-силовых характеристик штрековых металлокрепей важными являются показатели деформационных полей породного массива, окружающего горные выработки. Согласно современных представлений геомеханическая среда представляет собой

открытую в термодинамическом плане систему, характеризующуюся дискретностью состояния массива и иерархичностью свойств различных его структур.

Шахтные инструментальные исследования, проведенные в Западном Донбассе, позволили выявить ряд особенностей, касающихся указанных явлений и процессов. Анализ результатов выполнен относительно выработок вне и в зоне влияния очистных работ. Общим является то, что многие известные штрековые металлокрепи не обеспечивают эффективного поддержания выработок в сложных горно-геологических условиях.

Особенно затруднено обеспечение устойчивости выработок этими крепями при больших сечениях (18-25 м^2). Недостаточная несущая способность крепей не обеспечивает надлежащее противодействие большим нагрузкам и смещениям пород в полость выработок. Существенная ассиметричность нагрузок нарушает работу крепи в податливом режиме, что вызывает их деформацию и разрушение. Добавим, что изготовление крепей вальцеванием не обеспечивает требуемое их качество, в первую очередь по обеспечению контактирования верхняков и стоек, а следовательно, не обеспечивает их податливости, что усиливает ассиметрию нагружения крепи.

Долговременные наблюдения в шахтах позволили установить, что генетически структуризированная углепородная толща, подверженная технологическим воздействиям, изменяет свое геомеханическое состояние возникновением синергетически упорядоченных зон разрушения массива вокруг выработок.

В частности, установлены такие механо-синергетические особенности:

1) формирование столбчатых породных структур вблизи выработок с образованием пустот на уровне пяты свода;

2) формирование дезинтеграционных породных зон характеризующихся чередованием столбов пород в боках выработок с различной прочностью и уменьшением их мощности вглубь массива;

3) развитие дезинтеграционных процессов в породах почвы выработок на глубину 2-4 м, вызванных блоковоопускающимися столбами пород, находящимися в боках выработок;

4) развитие неупругих деформаций в кровле выработок на глубину 4-6 м, с разрыхлением породного массива.

Обобщая результаты шахтных экспериментов, сформулирована задача о движении фронта крупного разрушения пород вокруг выработок во времени в гидростатическом поле напряжений, которое представлено как случайный процесс постоянного накопления повреждений массива и движения выпуклой двумерной зоны разрушения пород. Для описания и моделирования механизма и процесса формирования зоны разрушенных пород вокруг выработок использован аппарат процессов случайного распределения двумерных контуров.

Учитывая особенность, что смещение контуров горных выработок носит экспотенциальный характер во времени, то в этом случае процесс формирования зон разрушения в окрестности выработок можно рассматривать как марковский случайный процесс. Таким же свойством обладают и процессы случайного распространения, что свидетельствует о том, что по фактору смещения можно в первом приближении представить процесс смещений как рост и развитие некоторого случайного множества зоны неупругих деформаций. Ассимитрическое поведение кривых и «смещение-время» свидетельствуют о затухающем характере развития зоны неупругих деформаций и достижение нею предметных значений, при которых формируется равномерный контур. Форма и параметры его бывают разнообразные. Этот вывод является базовым для выбора формы и деформационно-силовых характеристик штрековых металлокрепей.

Для обоснования формы и параметров крепей проанализировано более 100 классов плоских кривых, преимущественно овалообразных. Установлено, что для обоснования геометрии крепей наиболее приемлемой плоской кривой является кривая Гутшовена, которая в прямоугольных координатах записывается следующим образом:

$$l^2 \cdot x^2 (x^2 + y^2) = a^2 (x^2 + y^2 - y^2)^2 ,$$

где *a, l* – положительные параметры.

Недостатком такого задания кривой в координатах ХОУ является невозможность записи уравнения в явном виде, поэтому оно записывается в полярных координатах (ρ, φ) в явном виде:

$$\rho = \frac{al\sin\varphi}{a + l\cdot\cos\varphi},\ 0 \le \varphi \le 2\pi,$$

а дополнительное уравнение имеет вид:

$$\rho = \frac{al\cdot\sin\varphi}{a - lcjs\varphi}.$$

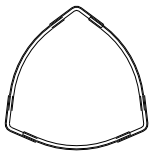
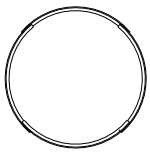
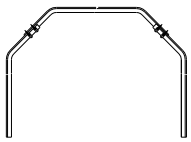
Указанная кривая имеет два параметра *(a, l)*, что позволяет реализовать такой наклон и форму кривой, что дает возможность описывать разнообразные формы зоны неупругих деформаций и, соответственно, выбирать формы штрековых крепей. Применительно к этому параметры *a* и *l* зависят от глубины заложения выработки, прочностных свойств вмещающих пород, угла напластования, длительной прочности и времени. Проведенные исследования позволили описать кривой Гутшовена симметричные и ассиметричные зоны разрушения пород вокруг выработок и обосновать, соответственно, различные формы штрековых крепей: шатровые и овалообразные, параболо-гиперболические, параболо-логарифмические, линейно-циркульные, и другие для условий, когда зоны разрушения имеют разную ориентацию по нормали к напластованию пород.

Технические характеристики некоторых разработанных и выпускаемых крепей Центром «Геомеханика» приведены в таблице.

Таблица

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-О (крепь циркульно-линейная овоидная		14,1-16,1	420-480	600-680	298-315
Крепь – КМП (овоидная) *тип А3Р2 (3-х звенная) А4Р2 (4-х звенная) А5Р2 (5-ти 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

Продолжение таблицы

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- (кольцевая) (4-х звенная) (5-ти звенная)		7,9-24,5 23,7-24,5	280-330 270-300	465-675 470-571	265-536 541-670
Крепь КПП (прямолинейная податливая)		10,2-11,5 14,7	140-160 160-190	415-585 500-660	212-271 325-401

Характеризуя геомеханику работы различных крепей и их конструктивные особенности, укажем на такие аспекты. Ключевым является то, что выбором рациональных форм крепей и соотношение радиусов элементов, грузонесущей способности и режимов податливости обеспечивается: самозапирание крепи, при котором повышается ее отпор смещающимся породам и формируется консолидированная металлопородная охранная конструкция высокой грузонесущей способности; повышение сцепления крепи с породами кровли выработки и улучшение характеристик статической и динамической восприимчивости крепи ассиметрическим нагрузкам; высокая устойчивость крепи при воздействии на нее всестороннего горного давления за счет улучшения сопрягаемости элементов крепи; исключение критических изгибающих усилий в стойках крепи вызывающих ее деформацию, что существенно повышает качество работы крепи с массивом и устойчивость к боковым нагрузкам; предотвращение и снижение пучения пород почвы выработок. Очевидно, что геомеханическая надежность и эксплуатационная безопасность крепей достигается гармоничной совместной их работой с породными массивами за счет рационального выбора их геометрических и деформационно-силовых характеристик. Техническое качество крепей обеспечивается их изготовлением на современных производственных линиях методом гидравлического прессования, а не вальцевания. Совокупность этих факторов обеспечивает эффективное управление горным давлением и экономичность крепления выработок.

Разработанные крепи внедрены на угольных шахтах Украины, апробированы в России и Болгарии, опытная партия отправлена в Иран. Шахты, которые применяют крепи ЗДНПЦ «Геомеханика» обеспечили: снижение общего и удельного расхода металла, повышение долговременной устойчивости выработок за счет большей несущей способности крепей и надлежащего качества их работы с массивом пород, увеличения относительной доли повторно используемых выработок, уменьшения частоты несчастных случаев.

К числу новых перспективных разработок по производству высокопрочностных штрековых крепей следует отнести разработку более совершенного прокатного металлопрофиля СПА с улучшенными характеристиками, получаемыми за счет использования новых марок сталей и технологических процессов.

Профиль СПА отличается от известных отечественных (СВП, КГВ) и зарубежных (KS/KO2, V21-V36, TH) тем, что за счет рационального перераспределения металла по сечению профиля усовершенствовано соотношение геометрических параметров днища, выступов, впадин и нижних граней фланцев, увеличена площадь контакта опорных сопрягаемых поверхностей конструкции крепи. Конструкция СПА запатентована в Украине и России. Новое решение обеспечило повышение прочностных характеристик самого профиля и грузонесущей способности крепи в 1,4-1,6 раза. При этом обеспечивается стабильность рабочего сопротивления крепи, а также регламентные пределы ее конструктивной податливости. Экономические расчеты показывают, что профиль СПА по суммарным параметрам на 10-20% превосходит профили-аналоги и имеет более высокую несущую способность на единицу массива. Для сортаментного ряда профиля СПА разработаны технические условия на его производство.

Резюмируя изложенное, можно заключить, что для кардинального повышения эффективности крепления горных выработок в сложных условиях угольных, марганцевых, калийных и рудных шахт имеются необходимые и достаточные научные разработки, конструкции крепей нового качественного уровня и положительный опыт их применения.

Список литературы

1. Паламарчук Т.А., Кириченко В.Я., Усаченко Б.М. Элементы механосинергетики породного массива. Днепропетровск: Лира, 2006. – 306 с.

2. Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. Охрана подготовительных выработок глубоких горизонтов шахт Западного Донбасса. – М.: ЦНИЭИуголь, 1992. – 168 с.

USE OF THE SUPPORT VECTOR MACHINES METHOD FOR GATE ROAD CONVERGENCE PREDICTION

Stanisław Prusek

Central Mining Institute – Poland

CONTENTS:

The paper describes a trial to use the Support Vector Machines (SVM) method for calculation (prediction) of gate road convergence value. This method allows to solve regression and classification problems. The basis for mathematically-statistical analyses using the SVM method constituted the underground measurement results of deformation of gate roads maintained behind the caving longwall front. Satisfying prediction results giving bases to a wider SVM method application relating to gate road convergence prediction were obtained.

1. INTRODUCTION

In the longwall extraction system, used commonly in the European and world hard coal mining sector, an excessively important role regarding the extraction process rhythmicity play gate roads. Even in favourable conditions (no natural hazards, low depth) and when using modern machines and devices (cutter-loader, conveyor, powered support) in cases of difficulties relating to gate road maintenance can occur disturbances in the output planned by the mine. The roads accompanying each longwall constitute essential links in the extraction process, ensuring extraction area ventilation, material transport or mined coal transportation. However, the practice points out that exactly in this group of roadway workings frequently considerable rock mass movements are observed, caused by the direct influence of extraction pressure [1,5,7,8,9]. These movements, in the form of roof subsidence, floor rocks upheaval or horizontal convergence can cause considerable support de-

formations, decrease of usable road cross-section and in consequence loss of road functionality. On account of these reasons from many years research activities are conducted aiming at accurate recognition of phenomena occurring in gate roads, and in the further consequence at the development of methods that allow to design the support of these workings, ensuring functionality maintenance during the entire extraction period. Appropriate gate road support design requires to take into consideration the convergence values of these workings in the design process. Therefore in many countries methods were developed that allow to predict gate road convergence [1, 3, 4, 6, 12].

The present paper describes the results of research operations conducted recently at the Central Mining Institute; in the framework of the research project number 04010327-150 [13]; their main objective was to work out methods of gate road convergence prediction. In order to realise this objective, a trial was undertaken to use one of the methods of Machine Learning, i.e. the Support Vector Machine method. This method is used to solve regression and classification problems and consists in non-linear decisive boundaries construction [16].

The basis of this method's development constituted the results of underground convergence measurements of gate roads, located in different geological and mining conditions in the Upper Silesian Coal Basin in Poland.

2. SHORT CHARACTERISTICS OF GATE ROAD SUPPORT AND DESCRIPTION OF THE MEASUREMENT METHODOLOGY OF ROAD DEFORMATIONS

The most frequently used type of road support in the Polish hard coal industry is steel yielding arch support, made of sections of V type. Generally this support fulfils good the imposed requirements; in conditions of increased rock mass pressure values, as in the case of gate roads, commonly reinforcement of this support is used in the form of: steel props, wooden props, roof bolts, wooden chocks or roadside packs of mineral materials. The quantity and type of applied fundamental roadway support reinforcements depends on the expected load values from the rock mass side and working's overall dimensions necessary for maintenance because of operational reasons. Figure 1 presents a gate road maintained behind the caving extraction front with the use of a protective pack of mineral material, built along the gob line. Figure 2 presents roof-bar arches of steel yielding support, anchored by means of two pairs of steel bolts with 2.5m length.



Fig. 1. Protective pack of mineral binder performed behind the longwall front in a gate road

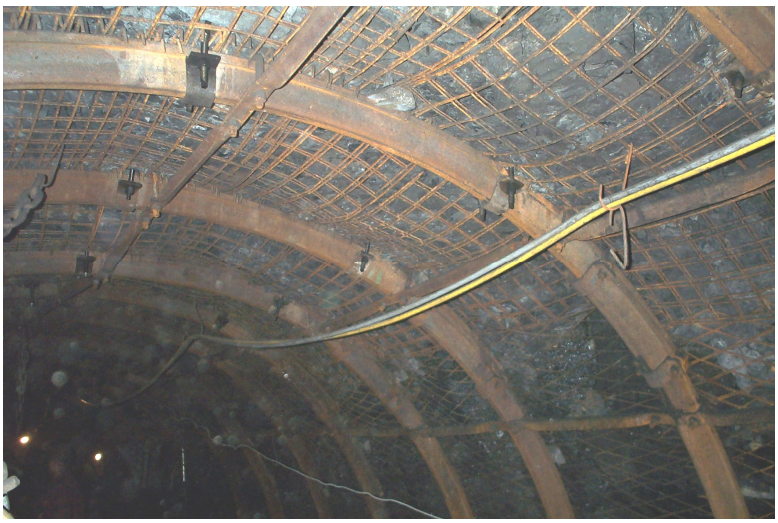


Fig. 2. Support roof-bar arches before the longwall front anchored by means of two pairs of steel bolts

At the Central Mining Institute from many years underground measurements of gate road convergence are conducted [1,8,9,10,11]. The Support Vector Machines method applied for convergence prediction was based on underground measurement results conducted in caving longwall panels under the direction of the paper's author.

In order to assess the magnitude of changes of the gate road cross-section on account of the extraction front impact, underground measurements of vertical and horizontal convergence and floor rocks upheaval were carried out. In roads measuring bases at the distance of 150 to 200m before the extraction front were arranged – Fig.3.

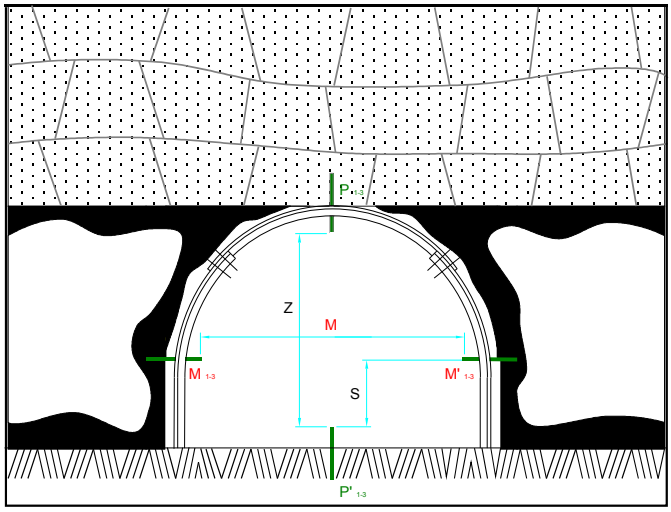


Fig. 3. Measuring base in gate roads arranged before the extraction front along with the arrangement of measuring datum points

In every base points for the measurement of vertical convergence ($P_1 \div P_3$) and horizontal convergence ($M_1 \div M_3$) as well as working's floor upheaval were arranged.

The measuring points constituted steel bolt sections, mounted in the roof, floor and road side walls. The convergence measurement consisted in the determination of subsequent values of mutual displacement of measurement points, vertical in points $P_1 \div P_3$ and horizontal in points $M_1 \div M_3$, according to the nearing or receding longwall front in relation to the given measuring station.

Fig. 4 presents horizontal road convergence measurement behind the extraction front.



Fig. 4. Measurement of gate road horizontal convergence behind the extraction front

In order to determine the values of road floor upheaval, measurements of the distance between the line mounted to side wall bench-marks and floor bench-marks were carried out (Fig. 3 – size *s*).

All measurements were carried out cyclically, on each working day, up to the distance from 100m to 200m behind the longwall front. Fig. 5 presents an example of measurement results of rock mass movement regarding one of the gate roads.

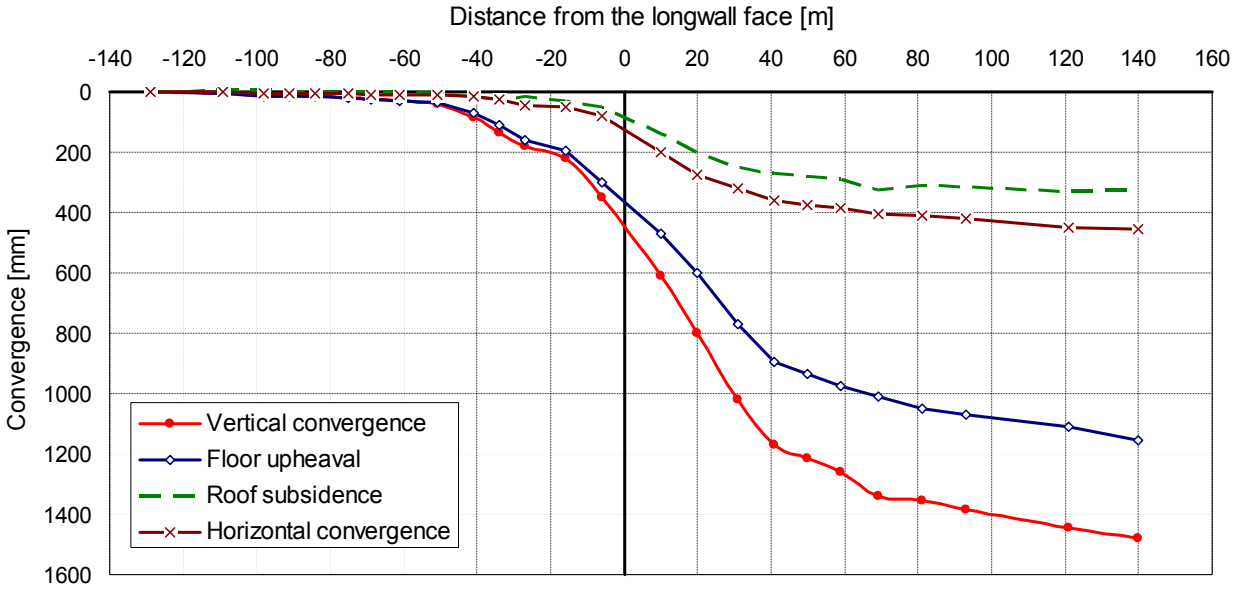


Fig. 5. Course of vertical convergence (roof subsidence + floor upheaval) and horizontal convergence in a gate road depending on the distance from the longwall face (on the horizontal axis negative values constitute distances before the longwall face, and positive values distances behind the longwall face, the number "0" means the longwall face)

3. USE OF THE SUPPORT VECTOR MACHINES METHOD FOR GATE ROAD CONVERGENCE PREDICTION

The supporting vectors method – Support Vector Machines – (SVM) is the implementation of one of the strongest modelling techniques taking into account complicated, non-linear depend-

ences between the tested feature (through finding optimum division planes in the multidimensional space of converted variables) [17].

This method is very good determined when using a mathematical model. Its essence constitute the division of data belonging to opposite classes by help of a hyperplane. This is realised owing to the creation of a hyperplane separating these classes and simultaneously maintaining the maximum confidence margin; the distance between the vector of the given case and the hyperplane should be a maximum one [14].

Taking into consideration the high effectiveness and wide application connected with the Support Vector Machines method, its use in relation to gate road convergence prediction was undertaken. Input data for model construction constituted the underground measurement results of several dozen gate road deformations. The gate road deformation results from vertical convergence (including roof subsidence ad floor upheaval) and horizontal convergence. For each deformation type a separate model was built, which next was implemented in the programme for road convergence prediction.

The results of deformation underground measurements were subject to initial processing with respect to a suitable format and conversion into files of ARFF type. This type of input data format is used by the Weka programme, on the basis of which the application serving prediction was written [2]. It consists of two fundamental parts, i.e. information heading and real data. The heading contains the name of relation, list of attributes (features) and their types. The subsequent, real file part contains data for calculations, where every data instance (case) is represented as an individual line, and the values of individual attributes are separated from each other by a comma mark.

The next stage of model construction and application constituted data standardisation. It was necessary in order that feature selection and next real approximation by help of Support Vector Machines should not favour these attributes, which adopt the highest values.

In further sequence a selection of features was carried out aiming at the elimination of inessential features and selection of most significant ones. For these operations the selection with hill-climbing algorithm and searching forward was used [15]. During the selection as assessment method the coating method was chosen. For each deformation type, i.e. vertical convergence, horizontal convergence, roof subsidence and floor upheaval through selection features in the form of geological and mining quantities, influencing the deformation level, were chosen. These quantities were presented in Table 1.

Table 1

Geological and mining quantities (features) determined through the selection of features, influencing gate road deformations

Feature number	Feature name	Description in the programme	Unit
1	depth of road occurrence	G	[m]
2	compressive strength of roof rocks	Rc roof	[MPa]
3	compressive strength of floor rocks	Rc floor	[MPa]
4	compressive strength of coal seam	Rc coal	[MPa]
5	average daily longwall advance	advance	[m/day]
6	longwall length	D	[m]
7	load	Q	[MPa]
8	load-bearing capacity before the longwall face	load-bearing capacity before	[kN/m]
9	load-bearing capacity behind the longwall face	load-bearing capacity behind	[kN/m]

The next step was the appropriate model construction. Each task was divided into two parts, thus deformation (convergence) prediction to the longwall face and deformation prognosis behind

the longwall face. Next, for each of these parts, the approximation of suitable function parameters, which then served the calculation and determination of convergence changes depending on the longwall face, was carried out. For the description of convergence before and behind the longwall face two functions elaborated during previous investigations of the paper's author were used [12]:

– function describing road convergence before the longwall face:

$$z(x_i) = e^{(a_1 + b_1 x_1)}$$

– function describing road convergence behind the longwall face:

$$z(x_i) = \frac{1}{\frac{a_2}{x_i} + b_2}$$

Thus four models for each type of prognosis were necessary, because separately each of the variables: a_1, b_1, a_2 and b_2 was determined. It has been decided to choose such solution taking into consideration the fact that the prediction of suitable function coefficient is a considerably less complicated task than the prediction of a complicated relation between previously selected features and output in the form of convergence value. Next the results obtained from function outputs were connected and suitable curves drawn.

During programme testing it appeared that there occur cases when the predicted floor upheaval value is very close to the total vertical convergence value. Therefore it was decided to add one version of vertical convergence prediction more (version II), though this time basing on two different models, i.e. floor upheaval model and roof subsidence model. In the second version of vertical convergence predictions the calculations relating to the floor upheaval model and roof subsidence model were summed up. Figures 6-10 present the results of gate road deformation predictions obtained using the Support Vector Machines method.

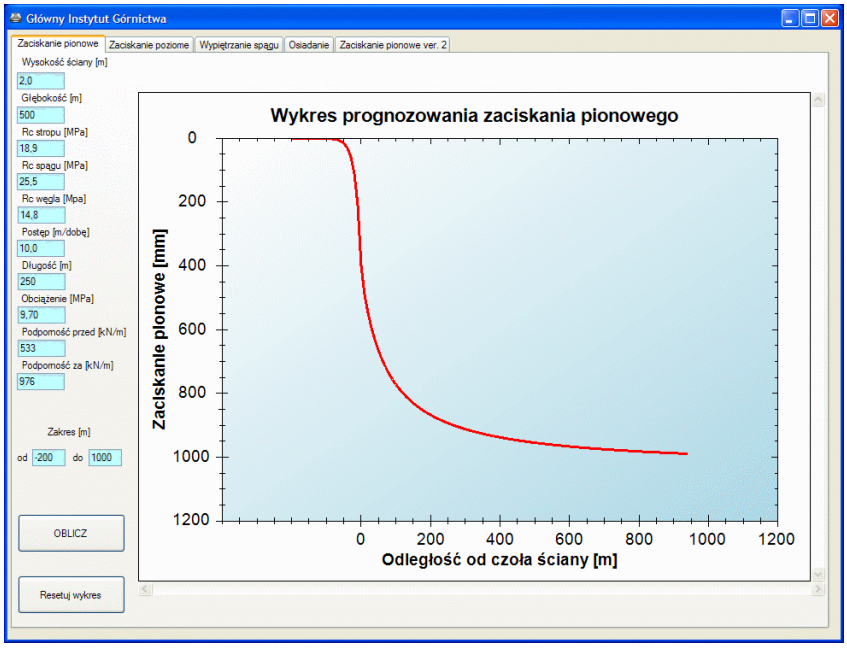


Fig 6. Predicted vertical convergence of gate road – variant I

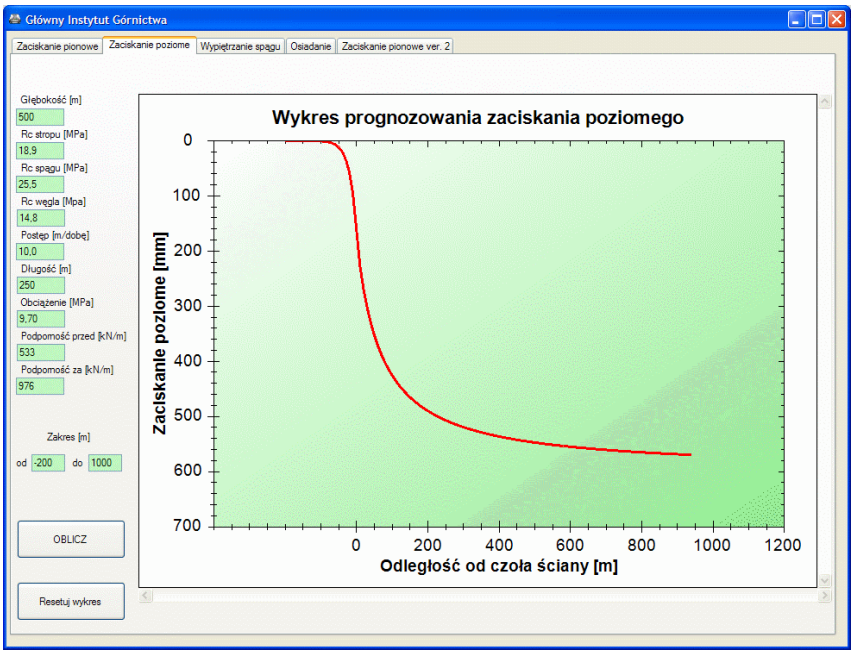


Fig 7. Predicted horizontal convergence of gate road

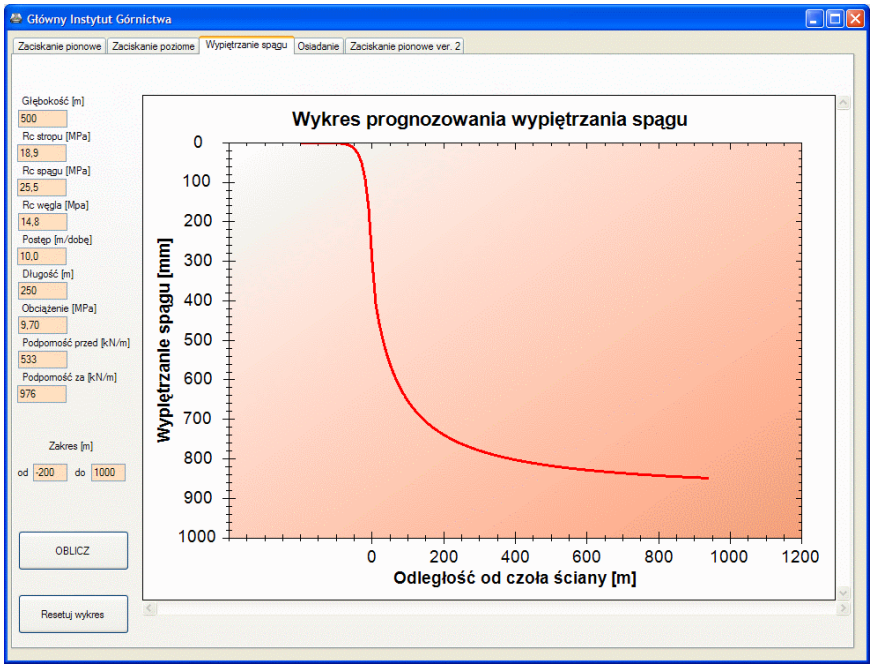


Fig 8. Predicted floor rock upheaval in gate road

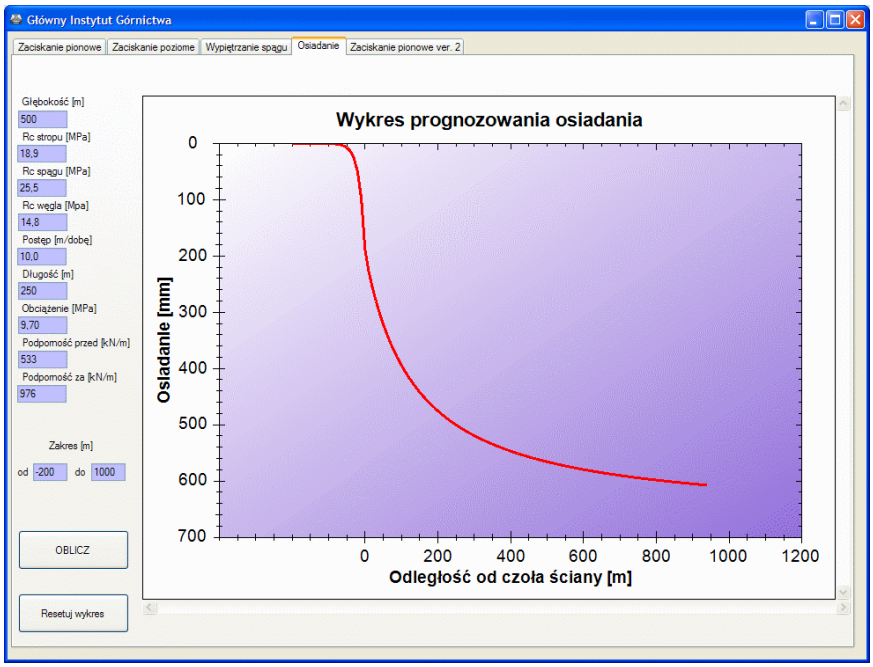


Fig. 9. Predicted roof rock subsidence in gate road

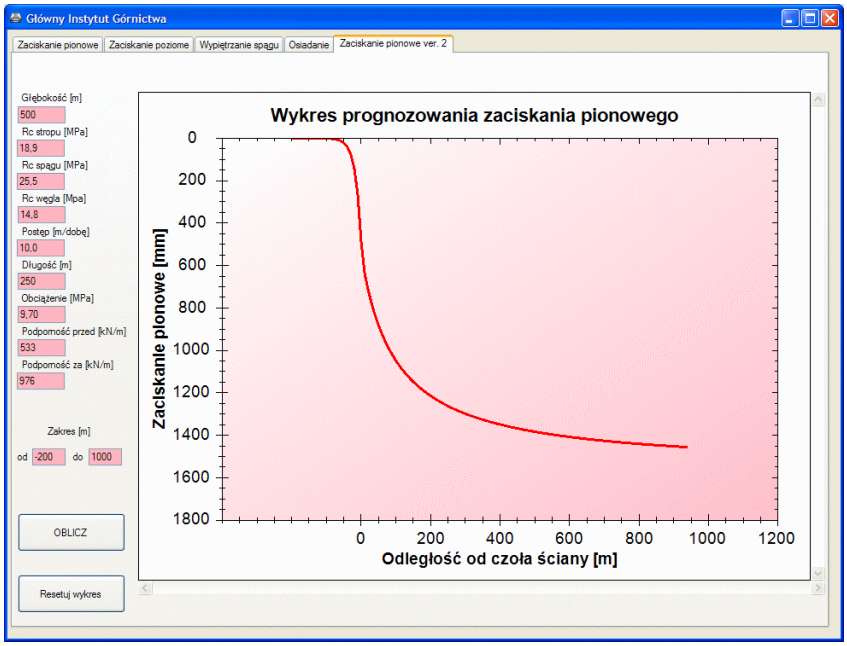


Fig. 10. Predicted vertical convergence of gate road – variant II

Table 2 presents in per cent the accuracy of road deformation prediction by help of each developed model, in comparison with underground measurement results.

Table 2

Accuracy of road convergence predictions using models based on the SVM method in comparison with underground investigation results

Prediction type	Vertical convergence Variant I	Horizontal convergence	Floor upheaval	Roof subsidence	Vertical convergence Variant II
Prediction accuracy	62.5%	76%	72.1%	71.4%	69.7%

On the basis of results presented in Table 2 we can observe that the accuracy of gate road deformation prediction using the Support Vector Machines (SVM) method ranges from 62% to 76%, what can be considered as a good result. The lowest prediction accuracy was obtained in the case of vertical convergence, predicted individually as one value – variant I, Fig. 6. A considerably better result was obtained when predicting vertical convergence of road in the variant II – Fig. 10. In this variant separately roof rock subsidence and floor rock upheaval were calculated, and next the values of these rock mass movements were summed up, receiving the road vertical convergence value. In such case the prediction accuracy was better and amounted to near 70%.

4. SUMMARY

Gate roads belong to a specific group of roadway workings, in which on account of direct influence of the extraction front considerable rock mass movements are observed, and the acting load frequently reaches values higher than in other roads, which are not in the sphere of extraction pressures. For these reasons, in the process of gate road support design the values of vertical and horizontal convergence that can occur in determined geological and mining conditions of extraction conducting, should be taken into consideration. Non-regard of gate road convergence prediction in the process of their support selection can lead to a situation that the adopted frame size will be too low, what in further consequence will lead to the necessity to carry out frequently floor dinting or road reconstruction. Moreover, excessive road support convergence will unfavourably influence the rhythmical extraction process course.

Taking into consideration the presented in the paper testing material we can state that gate road deformation prediction is not an easy task, because many geological and mining factors have impact on these processes, and the determination of the quantitative influence of each of them on convergence value more than once caused many difficulties.

The presented trial to use the Support Vector Machines (SVM) method for the prediction of vertical convergence, horizontal convergence, roof rock subsidence and floor rock upheaval in gate roads gave fairly promising results. The accuracy of predictions within the interval from 62% to 76% was obtained, what taking into account the reflection of underground investigations should be considered as a satisfactory result. It seems purposeful to continue work on the application of the SVM method for gate road deformation calculations, especially consisting in the widening of measurement data quantity, what can influence the accuracy improvement of obtained predictions.

References

1. Biliński A.: Symptom of rock mass pressure in longwall extraction fields in coal seams (in Polish). Scientific Booklets of the Silesian Technical University, No. 221, 1968.

2. Doak J., An evaluation of feature selection methods and their application to computer security, Technical Report CSE-92-18, 1992.

3. Esterhuizen G.S., Barczak T.M.: Development of Ground Response Curves for Longwall

Tailgate Support Design. Proceedings of the 41st U.S. Rock Mechanics Symposium, Golden, Colorado, June 17-21, 2006

4. Jacobi O.: Praxis der Gebirgsbeherrschung. Verlag Glückauf, Essen 1976 r.

5. Jacobi O: Die Gesetzmässigkeit zwischen Gebirgsdruck und Konvergenz in Abbaustrecken. Glückauf Nr. 23, 1973.

6. Junker M. and others: Gebirgsbeherrschung von Floezstrecken. Verlag Glückauf GmbH, Essen 2006.

7. Majcherczyk T., Małkowski P.: Impact of the longwall front on the size of the fracture zone around a gate road (in Polish). Wiadomości Górnicze nr 1, 2003r.

8. Prusek S.: Selected results of underground measurements of gate roads (in Polish). Przegląd Górniczy nr 11, 1999.

9. Prusek S: Aufrechterhalten einer Abbaubegleitstrecke im Bereich von zwei Bruchbaustreben. Glückauf Nr. 10, 2003.

10. Prusek S. : Changes of cross-section surface of gate road when minig coal seams divided into slices (in Russian. Ugol Ukraine, no 6, 2004.

11. Prusek S, Lubosik Z.: Monitoring of a longwall gate road maintained behind the caving extraction front. Freiberger Forschungshefte C 519, Geoingenieurwesen, 2007.

12. Prusek S: Determination of dependences to gate road convergence prediction (in Polish). Scientific Works of GIG. Quarternary No III/2008

13. Prusek S.: Characteristic of gateroads deformation procesess coused by direct impact of caving longwall extraction. Research Project performed at GIG number 04010327-150

14. Vapnik V.N., The Nature of Statistical Learning Theory, Springer, 2000.

15. Witten I. H., Frank E: Data Mining: Practical machine learning tools and techniques, 2nd Edition, Morgan Kaufmann, 2005.

16. http://www.statsoft.pl/dataminer2.html

17. http://www.statsoft.pl/products/mspcdetails.html

УДК 622.45

© М.Ф.Кременчуцький,
О.А. Муха,
І.І. Пугач,
С.І. Пугач,
О.В. Столбченко

РОЗРАХУНОК ПРОВІТРЮВАННЯ ТУПИКОВИХ ВИРОБОК ПРИ ДВОХ І ТРЬОХ ПАРАЛЕЛЬНИХ ТРУБОПРОВОДАХ

Розроблені методи розрахунку параметрів вентиляційних систем провітрювання тупикових виробок при двох і трьох металевих трубопроводів.

Разработаны методы расчета параметров вентиляционных систем проветривания тупиковых выработок при двух и трех металлических трубопроводах.

Methods of calculation parameters ventilating systems airing deadlock developments are developed at two and three metal pipelines.

Тупикові виробки великої довжини можуть провітрюватися при установці двох і трьох паралельних трубопроводів, які підключаються до вентилятора за допомогою розгалужених ділянок труб [1].

Такі вентиляційні системи застосовуються коли неможливо розмістити у виробці один трубопровід великого діаметра.

При проведенні горизонтальних і капітальних виробок можуть застосовуватися як жорсткі, так і гнучкі вентиляційні трубопроводи [2].

При текстовінітових трубопроводах математична модель вентиляційної системи для провітрювання тупикової виробки записується у вигляді

$$\frac{6{,}48\alpha l_{mp}}{d_{mp}^5} K_{ут.mp} Q_{зп}^2 = a_0 - a_1 K_{ут.mp}^2 Q_{зп}^2, \qquad (1)$$

де α – коефіцієнт аеродинамічного опору жорсткого трубопроводу, Н·с^2/м^4; l_{mp} – довжина трубопроводу, м; d_{mp} – діаметр трубопроводу, м; $Q_{зп}$ – витрати повітря, що надходить на кінець трубопроводу, м; a_0, a_1 – коефіцієнти формули, що описує характеристику вентилятора; $K_{ут.mp}$ – коефіцієнт витоків повітря в трубопроводі.

Величина коефіцієнта витоків повітря для текстовінітового трубопроводу приводиться в таблиці.

Таблиця

Діаметр труб, м	Коефіцієнт витоків повітря при довжині трубопроводу, м							
	100	200	300	400	500	600	700	800
0,5	1,02	1,05	1,10	1,15	1,20	1,30	1,39	1,43
0,6	1,02	1,03	1,08	1,11	1,15	1,19	1,27	1,32
0,7	1,01	1,03	1,05	1,09	1,11	1,15	1,19	1,27
0,8	1,01	1,02	1,04	1,06	1,09	1,11	1,15	1,19

Дані таблиці дозволяють описати залежність коефіцієнта витоків повітря для текстовінітових трубопроводів формулами: залежності коефіцієнта витоків від довжини трубопроводу при відомому діаметрі, або залежності від діаметра трубопроводу при відомій довжині.

При діаметрі 0,8 м коефіцієнт витоків повітря

$$K_{ут.mp} = 0{,}000008 l_{mp}^{1,5} + 1 \qquad (2)$$

Відповідно до формул (1) і (2) математична модель вентиляційної системи місцевого провітрювання при діаметрі трубопроводу 0,8 м запишеться у вигляді

$$19{,}775\alpha l_{mp}\left(0{,}000008 l_{mp}^{1,5} + 1\right) Q_{зп}^2 = a_0 - a_1\left(0{,}000008 l_{mp}^{1,5} + 1\right)^2 Q_{зп}^2; \qquad (3)$$

або $A_1 l_{mp}^3 + A_2 l_{mp}^{2,5} + A_3 l_{mp}^{1,5} + A_4 l_{mp} + A_0 = 0$,

де $A_1 = 6{,}4 \cdot 10^{-11} a_1 Q_{зп}^2$; $A_2 = 0{,}000158\alpha Q_{зп}^2$; $A_3 = 1{,}6 \cdot 10^{-5} a_1 Q_{зп}^2$; $A_4 = 19{,}775\alpha Q_{зп}^2$; $A_0 = -a_0 + a_1 Q_{зп}^2$.

При чисельному визначенні довжини трубопроводу, згідно рівняння (3), а також при рішенні всіх інших рівнянь статті, приймається режим роботи вентилятора ВМЦ-6 з кутом повороту лопаток направляючого апарата Θ = 30 (a_0 = 750, a_1 = 9,375) і коефіцієнт аеродинамічного опору α = 0,0003 кμ·м^4.

Відповідно до рівняння (3) витрати повітря $Q_{зп}$ = 6 м^3/хв буде надходити на кінець трубопроводу довжиною l_{mp} = 927 м.

При діаметрі трубопроводу d_{mp} = 0,5 м коефіцієнт витоків повітря згідно таблиці визначається формулою

$$K_{ут.mp} = 0{,}0000161 l_{mp}^{1,53} + 1 \qquad (4)$$

При роботі вентилятора на один трубопровід діаметром 0,5 м відповідно до рівнянь (1) і (3) довжина трубопроводу на яку вентилятор може подати $Q_{зп} = 6$ м^3/с визначається при рішенні рівняння

$$\frac{6{,}48\alpha l_{тр}}{d_{тр}^5}\left(1+0{,}0000161 l_{тр}^{1{,}56}\right)Q_{зп}^2 = a_0 - a_1\left(1+0{,}0000161 l_{тр}^{1{,}53}\right)^2 Q_{зп}^2,$$

або

$$c_1 l_{тр}^{3{,}06} + c_2 l_{тр}^{2{,}53} + c_3 l_{тр}^{1{,}53} + c_4 l_{тр} + c_5 = 0, \qquad (5)$$

де $c_1 = 2{,}592\cdot 10^{-10} a_1 Q_{зп}^2$, $c_2 = \frac{0{,}000104\alpha}{d_{тр}^5} Q_{зп}^2$; $c_3 = 0{,}0000322 a_1 Q_{зп}^2$; $c_4 = \frac{6{,}48\alpha}{d_{тр}^5} Q_{зп}^2$;

$c_5 = a_1 Q_{зп}^2 - a_0$.

Відповідно до рівняння (5) витрати повітря $Q_{зп} = 6$ м^3/с будуть надходити на кінець трубопроводу довжиною $l_{тр} = 165$ м.

При роботі вентилятора на два паралельних трубопроводи діаметром $d_{тр} = 0{,}5$ м вентиляційна система описується рівнянням

$$\frac{6{,}48\alpha l_{тр}}{4 d_{тр}^5} K_{ут.тр} Q_{зп}^2 = a_0 - a_1 K_{ут.тр}^2 Q_{зп}^2$$

Довжина трубопроводів, при якій на кінець трубопроводу надходять задані витрати повітря, визначається при рішенні рівняння

$$B_1 l_{тр}^{3{,}06} + B_2 l_{тр}^{2{,}53} + B_3 l_{тр}^{1{,}53} + B_4 l_{тр} + B_5 = 0, \qquad (6)$$

де $B_1 = 2{,}592\cdot 10^{-10} a_1 Q_{зп}^2$; $B_2 = 0{,}0000261 \frac{\alpha}{d_{тр}^5} Q_{зп}^2$; $B_3 = 0{,}0000332 a_1 Q_{зп}^2$; $B_4 \frac{1{,}62}{d^5}\alpha Q_{зп}^2$;

$B_5 = a_1 Q_{зп}^2 - a_0$.

Відповідно до рівняння (6) на кінець двох паралельних трубопроводів будуть надходити витрати повітря $Q_{зп} = 6$ м^3/с при довжині $l_{тр} = 430$ м.

Математична модель вентиляційної системи при 3-х паралельно прокладених трубопроводах рівних діаметрів буде мати вигляд

$$\frac{6{,}48\alpha l_{тр}}{9 d_{тр}^5} K_{ут.тр} Q_{зп}^2 = a_0 - a_1 9 K_{ут.тр}^2 \left(\frac{Q_{зп}}{3}\right)^2.$$

Для визначення довжини трубопроводів на кінці яких можуть надходити витрати повітря $Q_{зп}$ при $d_{тр} = 0{,}5$ м використовується рівняння

$$F_1 l_{тр}^{3{,}06} + F_2 l_{тр}^{2{,}53} + F_3 l_{тр}^{1{,}53} + F_4 l_{тр} + F_5 = 0. \qquad (7)$$

де $F_1 = 2{,}592\cdot 10^{-10} a_1 Q_{зп}^2$; $F_2 = \frac{0{,}0000116\alpha Q_{зп}^2}{d_{тр}^5}$; $F_3 = 0{,}0000322 a_1 Q_{зп}^2$; $F_4 = \frac{0{,}72\alpha}{d_{тр}^5} Q_{зп}^2$;

$F_5 = a_1 Q_{зп}^2 - a_0$.

Відповідно до рівняння (7) на кінець трьох паралельних трубопроводів діаметром 0,5 м витрати повітря $Q_{зп} = 6$ м^3/с будуть надходити при довжині $l_{тр} = 599$ м.

Витрати повітря, що будуть надходити на кінець трубопроводів при роботі вентилятора на один трубопровід і при заданій довжині трубопроводу визначатимуться за формулою

$$Q_{зп} = \sqrt{\frac{a_0 d_{mp}^5}{6{,}48\alpha l_{mp} K_{ут.mp} + a_1 K_{ут.mp}^2 d_{mp}^5}}.$$

При довжині трубопроводу l_{mp} = 500 м на кінець трубопроводу при діаметрі 0,5 м будуть надходити витрати повітря $Q_{зп}$ = 3,84 м^3/с.

При роботі вентилятора на два й більше трубопроводи рівних діаметрів, витрати повітря на задану довжину визначаються формулою

$$Q_{зп} = \sqrt{\frac{a_0 K_{mp}^2 d_{mp}^5}{6{,}48\alpha l_{mp} K_{ут.mp} + a_1 K_{ут.mp}^2 d_{mp}^5 K_{mp}^2}}, \quad (9)$$

де K_{mp} – кількість трубопроводів рівних за величиною диаметрів.

На два трубопроводи діаметром 0,5 м надходить $Q_{зп}$ = 5,73 м^3/с, на три трубопроводи діаметром 0,5 м надходить $Q_{зп}$ = 6,52 м^3/с.

Загальний аеродинамічний опір двох паралельних трубопроводів при різній величині діаметрів визначається формулою

$$R = \frac{6{,}48\alpha l_{mp}}{d_{mp_1}^5 \left(1 + \sqrt{\frac{d_{mp_2}^5}{d_{mp_1}^5}}\right)^2} \quad (10)$$

де $d_{mp1,}\, d_{mp2}$ – величина діаметрів першого й другого трубопроводів.

При заданих загальних витратах повітря, що надходять по двох трубопроводах, їх розподіл між трубопроводами буде рівним

$$Q_{зп1} = \frac{Q_{зп}}{1 + \sqrt{\frac{d_{mp2}^5}{d_{mp1}^5}}};\; Q_{зп2} = \frac{Q_{зп}}{1 + \sqrt{\frac{d_{mp1}^5}{d_{mp2}^5}}} \quad (11)$$

де $Q_{зп1,}\, Q_{зп2}$ – витрати повітря, що надходять у вибій тупикової виробки по першому й другому трубопроводах.

Математична модель вентиляційної системи тупикової виробки при роботі вентилятора місцевого провітрювання на два трубопроводи з різними за величиною діаметрами

$$\frac{6{,}48\alpha l_{mp}}{d_{mp_1}^5 \left(1 + \sqrt{\frac{d_{mp_2}^5}{d_{mp_1}^5}}\right)^2} \left(K_{ут.mp_1} Q_{зп_1}^2 + K_{ут.mp_2} Q_{зп_2}^2\right) = a_0 + a_1 \left(K_{ут.mp_1}^2 Q_{зп_1}^2 + K_{ут.mp_2}^2 Q_{зп_2}^2\right)$$

де $K_{ут.mp1,}\, K_{ут.mp2}$ – коефіцієнти витоків повітря відповідно першого й другого трубопроводів.

Приймається два трубопроводи з діаметром 0,5 і 9,6 м.

Величина коефіцієнта витоків повітря при діаметрі 0,5 м, визначається формулою (5).

Коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу діаметром 0,6 м згідно табл.1 визначається формулою

$$K_{ут.mp} = 1 + 0{,}000019 l_{mp}^{1{,}45}. \quad (12)$$

Математична модель вентиляційної системи з двома паралельними трубопроводами діаметром 0,5м і 0,6 м

$$\frac{6{,}48\alpha l_{mp}}{0{,}5^5\left(1+\sqrt{\frac{0{,}6^5}{0{,}5^5}}\right)^2}\left[\left(1+0{,}0000161l_{mp}^{1{,}53}\right)\frac{Q_{зп}^2}{\left(1+\sqrt{\frac{0{,}6^5}{0{,}5^5}}\right)^2}+\left(1+0{,}00019l_{mp}^{1{,}45}\right)\frac{Q_{зп}^2}{\left(1+\sqrt{\frac{0{,}5^5}{0{,}6^5}}\right)^2}\right]= \tag{13}$$

$$=a_0-a_1\left[\left(1+0{,}0000161l_{mp}^{1{,}53}\right)^2\frac{Q_{зп}^2}{\left(1+\sqrt{\frac{0{,}6^5}{0{,}5^5}}\right)^2}+\left(1+0{,}000019l_{mp}^{1{,}45}\right)^2\frac{Q_{зп}^2}{\left(1+\sqrt{\frac{0{,}5^5}{0{,}6^5}}\right)^2}\right]$$

Довжина трубопроводів при якій у вибій тупикової виробки будуть надходити задані витрати повітря при двох трубопроводах з діаметром 0,5 і 0,6 м визначається при рішенні рівняння

$$M_1l_{mp}^{3{,}06}+M_2l_{mp}^{2{,}9}+M_3l_{mp}^{2{,}53}+M_4l_{mp}^{2{,}45}+M_5l_{mp}^{1{,}53}+M_6l_{mp}^{1{,}45}+M_7l_{mp}+M_8=0 \tag{14}$$

де $M_1=3{,}89\cdot10^{-11}a_1Q_{зп}^2$; $M_2=1{,}34\cdot10^{-10}a_1Q_{зп}^2$; $M_3=7{,}53\cdot10^{-5}\alpha Q_{зп}^2$; $M_4=2{,}20\cdot10^{-4}\alpha Q_{зп}^2$; $M_5=4{,}83\cdot10^{-6}a_1Q_{зп}^2$; $M_6=1{,}41\cdot10^{-5}a_1Q_{зп}^2$; $M_7=16{,}437\alpha Q_{зп}^2$; $M_8=0{,}52a_1Q_{зп}^2-a_0$.

На кінець двох паралельно покладених трубопроводів з діаметром 0,5 і 0,6 м будуть надходити витрати повітря 6 м^3/с при довжині трубопроводів l_{mp} = 1130 м.

Величина витрат повітря, яку може подати вентилятор на задану довжину при роботі на два трубопроводи різного діаметра визначається за формулою

$$Q_{зп}=\sqrt{\frac{a_0}{N_1+N_2}}, \tag{15}$$

де $N_1=31{,}21\alpha l_{mp}\left(0{,}15K_{ут.тр1}+0{,}37K_{ут.тр2}\right)$, $N_2=a_1\left(0{,}15K_{ут.тр1}^2+0{,}37K_{ут.тр2}^2\right)$.

Відповідно до рівняння (15) у вибій виробки при довжині трубопроводів 500 м буде надходити повітря у кількості 8,91 м^3/с.

Розроблено математичні моделі вентиляційної системи місцевого провітрювання при роботі вентилятора на один, два й три текстовінітових паралельно покладених трубопроводи.

При роботі на два текстовінітових трубопроводи розглядаються варіанти, коли трубопроводи одного діаметра й коли трубопроводи різних діаметрів за величиною.

Пропонуються формули для розрахунку максимальної довжини трубопроводів на кінець яких при відомих діаметрах можна буде знаходити задану витрату повітря, а також формули з визначення витрат повітря, що надходять на кінець трубопроводів при заданій довжині й діаметрі.

Запропоновані методи розрахунку перевірені чисельними прикладами.

Матеріали статті можуть бути використані при вентиляційних розрахунках у проектних організаціях і на діючих шахтах.

Список літератури

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев, 1994. – 311 с.

2. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И. И. Аэрология горных предприятий. М.: Недра, 1987. – 421 с.

УДК 622.277

© З.Р. Маланчук,
С.Р. Боблях

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ГІДРОВИДОБУТКУ ЗЕРНИСТИХ ФОСФОРИТІВ

У даній роботі приведені експериментальні дані з визначення оптимальної технологічної схеми свердловинного гідровидобутку фосфоритів на Милятинському родовищі Рівненської області.

В данной работе приведены экспериментальные данные по определению оптимальной технологической схемы скважинной гидродобычи фосфоритов на Милятинском месторождении Ровенской области.

In this work the different technological charts of phosphorites hydraulic mining on the Mylatun deposit (Rivne region) are resulted.

Враховуючи складність гідрогеологічних умов залягання зернистих фосфоритів на Милятинському родовищі Здолбунівської дільниці, у процесі проведення експериментальних досліджень були випробувані різні технологічні засоби, методики і схеми свердловинного гідровидобутку (СГВ), а саме: гідромоніторно-гідроелеваторна схема; ерліфтно-гідромоніторна схема; ерліфтно-гідромоніторна схема з використанням гнучкого шлангу; ерліфтно-гідромоніторна схема із використанням імпульсного струменя.

Основна експериментальна гідравлічна схема СГВ, яка застосована при проведенні досліджень, представлена на рис. 1.

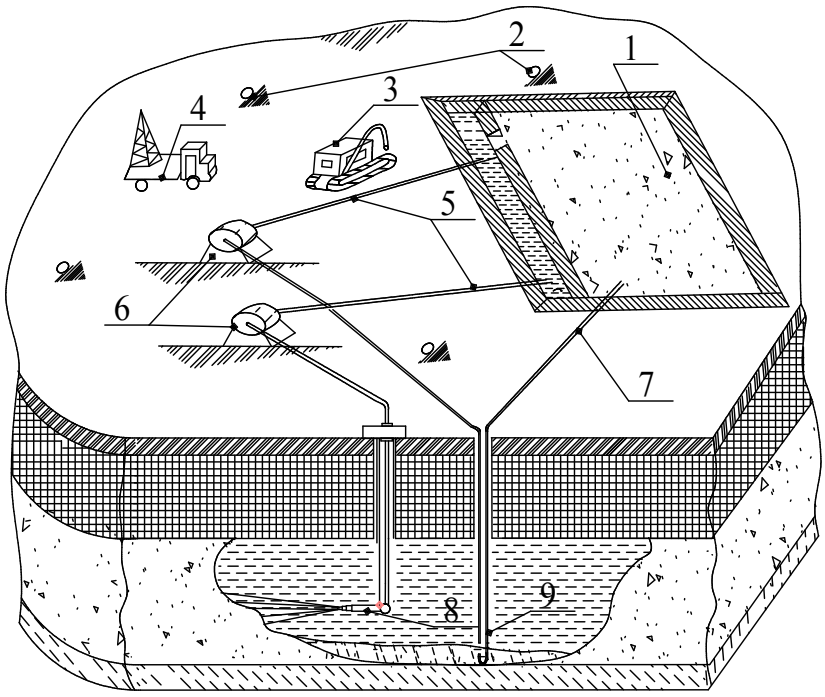


Рис. 1. Гідравлічна схема свердловинного гідровидобутку:
1 – карта намиву; 2 – видобувні свердловини; 3 – трубоукладач; 4 – буровий станок;
5 – водопровід; 6 – насос; 7 – пульпопровід; 8 – гідромонітор; 9 – гідроелеватор

Гідромоніторно-гідроелеваторна схема СГВ. Дана схема основана на розмиві відкладів продуктивного шару гідромоніторним струменем і підніманні корисної копалини у вигляді пульпи на денну поверхню гідроелеватором.

У процесі дослідження встановлені такі показники гідровидобувного обладнання:

– тиск води на гідромоніторі 2...4 МПа (при одночасній роботі 3-х насосних блоків ЦА-320);

– продуктивність по пульпі за рахунок роботи гідроелеватора 100...130 м^3/год;

– продуктивність по руді 8...15 м^3/год.

Однак, недоліком гідромоніторно-гідроелеваторної методики СГВ є нераціональний розподіл енергетичної потужності обладнання (насосних блоків), при якому на монітор направляється тільки 20...30% кінетичної енергії, а решта її задіяна на гідроелеватор та підніманння корисної копалини на денну поверхню. У цей же час гідромоніторно-гідроелеваторна методика СГВ ефективна для видобутку зернистих фосфоритів із слабозцементованих або пухких покладів при їх потужностях не менше 1,5 м.

Ерліфтно-гідромоніторна схема СГВ. Дана схема являла собою удосконалену модель гідромоніторно-гідроелеваторної схеми гідровидобутку, у якій піднімання корисної копалини на денну поверхню здійснюється за рахунок роботи ерліфта, а вся енергія насосних блоків направляється на руйнування (розмив) покладу корисної копалини гідромоніторним струменем.

У процесі дослідження встановлені такі показники гідровидобувного обладнання:

– тиск води на гідромоніторі – 6 МПа;

– тиск води на ерліфті – 0,65...0,75 МПа;

– продуктивність по пульпі – 20...30 м^3/год;

– продуктивність по руді – 8...10 м^3/год.

Аналіз отриманого матеріалу вказував на руйнування слабозцементованої частини покладу із низьким вмістом P_2O_5. Зруйнувати в оптимальних режимах верхню, більш міцну частину покладу фосфоритів при збільшеній енергії гідромоніторного струменя не вдалось.

Метод також передбачав видобуток зернистих фосфоритів із слабозцементованих, або пухких покладів, які характеризуються підвищеними потужностями тіла корисної копалини.

Проведені досліди дозволили зробити висновок про попередню підготовку зцементованих покладів зернистих фосфоритів до процесу гідровидобутку.

У ході досліджень були випробувані такі методи попереднього зменшення міцності і руйнування покладу корисної копалини:

– опрацювання покладу зернистих фосфоритів водним розчином соляної кислоти;

– екзотермічний вплив на поклад;

– випереджаюче осушування вибою стиснутим повітрям з метою подальшої роботи гідромоніторного струменя у повітряній камері.

Однак, дані дослідження до позитивних результатів не привели через складні гірничо-геологічні умови та інтенсивне водонасичення відкладів покладу і їх сильну тріщинуватість.

Ерліфтно-гідромоніторна схема СГВ з використанням гнучкого шлангу. Дана схема представляла собою удосконалену ерліфтно-гідромоніторну схему, в якій завдяки гнучкій кінцівці гідромонітор подавався безпосередньо у поклад на відстань до 10 м від ставу свердловини.

У процесі дослідження встановлені такі показники гідровидобувного обладнання:

– тиск води на гідромоніторі – 2...4 МПа;

– тиск води на ерліфті – 0,6...0,7 МПа;

– продуктивність по пульпі – 30...35 м^3/год;

– продуктивність по руді – 4...5 м^3/год.

Видобуток здійснювався із нижньої частини покладу на потужність 0,6...0,7 м. Здійснити повноцінний видобуток зернистих фосфоритів із всієї потужності покладу не вдалося із-за відсутності необхідних комплектуючих гідровидобувного обладнання.

Таким чином, ерліфтно-гідромоніторна схема СГВ з використанням гнучкого шлангу вимагає доопрацювання і дозволяє ефективно здійснювати видобуток корисної копалини з радіусом видобувної камери до 10 м.

Недоліком даної схеми і технології СГВ є відсутність можливості керування гідромонітором у горизонтальній площині і низька транспортна здатність ерліфту по підйому пульпи

починаючи з відстані подачі гідромонітора на 5...6 метрів і більше у пласт.

Ерліфтно-гідромоніторна схема СГВ із використанням імпульсного струменя. Дана схема базувалась на виконанні комплексу лабораторних і стендових досліджень з розмиву зразків фосфоритів.

У процесі дослідження встановлені такі показники гідровидобувного обладнання:

– тиск води на гідромоніторі – 2...2,5 МПа;

– тиск води на ерліфті – 1...1,2 МПа;

– продуктивність по пульпі – 45 $м^3$/год;

– продуктивність по руді – 20 $м^3$/год.

Основними результатами експериментальних робіт при дослідженні ерліфтно-гідромоніторної схеми гідровидобутку з використанням імпульсного струменя є такі:

– видобуток корисної копалини здійснюється на всю потужність покладу та підстилаючих порід, про що свідчить наявність у пульпі уламків породи покрівлі і покриваючого горизонту піскуватого вапняку;

– радіус гідромоніторного розмиву і видобутку корисної копалини досяг 4 м. При збільшенні тиску на моніторі до 4...4,5 МПа прогнозований радіус розмиву продуктивного покладу досягає 6 м.

В процесі дослідних робіт з СГВ були опробуванні 4-типи нижніх оголовків свердловинного пневмогідроімпульсного видобувного пристрою (СГВП), перелік основних конструктивних елементів і принципи функціонування яких наведено нижче.

1. Пневмогідроімпульсний ерліфтно-гідромоніторний пристрій ***ПЕГМП-127/73-89-50П-1ІГДМ(1ІГДМ). Пристрій розроблений Інститутом гідроаеродинаміки при КПІ.***

Основні конструктивні елементи:

– водопідвідна колона – 42 мм;

– повітрепідвідна колона – 73 мм;

– пульповідбірна колона (чохол) – 127 мм;

– монітор циліндричний – 12 мм;

– пульсатор для подачі повітря в імпульсному режимі по навколомоніторному кільцевому зазору.

Ерліфт – 3 отвори по 5мм на висоті 2,5 м від низу СГВП під кутами 25^o до осі інструменту; площа кільцевого пульпопровідного зазору – 0,65 $дм^2$.

Руйнування пласта корисної копалини в надрах здійснюється гідромоніторним струменем води. Збереження енергії гідромоніторного струменя і його руйнівної сили забезпечується шляхом подачі повітря по навколомоніторному кільцевому зазору в імпульсному режимі і утворенні повітряного каналу для проходження в його межах гідромоніторного струменя при значному зменшенні опору навколоструменевого середовища. Подача пульсатором в імпульсному режимові повітря здійснюється при надлишковому його тиску в 0,5 МПа. Видача пульпи на денну поверхню забезпечується ерліфтом. Пульпа із видобувної камери надходить у нижню частину СГВП і через пульпозабірні «вікна» та кільцевий пульпопровідний зазор (канал) піднімається в обсадну колону і далі– на денну поверхню.

2.Пневмогідроімпульсний ерліфтно-гідромоніторний пристрійПЕГМП-89-50П-1Р (1Р).

Нижній оголовок СГВП розроблений Рівненською ГРЕ на базі попереднього гідровидобувного пристрою, сконструйованого Інститутом гідродинаміки.

Основні конструктивні елементи:

– водопідвідна колона – 50 мм;

– повітрепідвідна колона – 89 мм;

– монітор циліндричний – 12 мм;

– пульсатор для подачі повітря в імпульсному режимі по навколомоніторному кільцевому зазору;

– ерліфт – 3 отвори по 4мм на висоті 3,5м від низу СГВП під кутами 25^{o} до осі інструменту; площа кільцевого пульпопровідного зазору – 0,83 дм^2.

Принцип роботи нижнього оголовку даної конструкції аналогічний приведеному вище. Відмінність технологічного процесу при використанні даного СГВП полягає у тому, що пульпа з гідровидобувної камери при її підйомі ерліфтом на денну поверхню надходить безпосередньо в обсадну колону.

3. Пневмогідроімпульсний ерліфтно-гідромоніторний пристрій ПЕГМП-127-89-50П-2РХ (2РХ). Нижній оголовок СГВП сконструйований на базі попередніх пристроїв спеціалістами Рівненської ГРЕ.

Основні конструктивні елементи:
– водопідвідна колона – 50 мм;
– повітрепідвідна колона – 89 мм;
– пульповідбірна колона – 127мм;
– монітор циліндричний – 13 мм;
– пульсатор для подачі повітря в імпульсному режимі по навколомоніторному кільцевому зазору;
– ерліфт – 2 отвори по 6мм внизу СГВП, направлені вертикально вгору; площа кільцевого пульпопровідного зазору – 0,44 дм^2.

Принцип роботи даного нижнього оголовника СГВП аналогічний принципу роботи попередніх пристроїв. Відбір пульпи з гідровидобувної камери здійснювався при її надходженні до бокових «вікон», розташованих у нижній частині СГВП.

4. Ерліфтно-гідромоніторний пристрій ЕГМП-127-89-50-3РХ (3РХ). Нижній оголовок СГВП даної конструкції розроблений спеціалістами Рівненської ГРЕ.

Основні конструктивні елементи:
– водопідвідна колона – 50 мм;
– повітряпідвідна колона – 89 мм;
– пульповідбірна колона – 127 мм;
– монітор циліндричний – 14 мм;
– ерліфт – 3 отвори по 6 мм внизу СГВП, направлені вертикально вгору;
– площа кільцевого пульпопровідного зазору – 0,44 дм^2.

На відміну від попередніх СГВП повітря на навколомоніторний кільцевий зазор подається у постійному режимі. Відбір пульпи з гідровидобувної камери здійснюється через бокові «вікна», розташовані вище гідромонітора. Сумарна площа ерліфтних повітрепрохідних отворів збільшена з 0,525см^2 в попередньому пристрої до 0,848см^2.

Фактичні значення технологічних показників процесу СГВ зернистих фосфоритів, які отримані в ході виконання досліджень при використанні різних типів нижніх оголовків СГВП і їх співставлення з плановими величинами наведені в табл. 1.

Результати досліджень різних схем гідровидобутку з визначення основних гідравлічних і технологічних параметрів приведені в табл. 2 та рис. 2.

Графіки зміни продуктивності по агроруді в залежності від тиску при різних схемах СГВ зображені на рис. 2.

Як показали результати гідравлічних досліджень різних технологічних схем сеноманського фосфоритоносного басейну Північно-Західного регіону, найбільш придатною для видобутку зернистих фосфоритів в умовах Милятинського родовища, є гідромоніторно-гідроелеваторна схема, тому що зернисті фосфорити на даному родовищі слабозцементовані та середня потужність покладу становить 1,65 м.

При експериментальних дослідженнях розмив корисної копалини здійснювався струменями через насадки діаметрами 10, 15, 20, 25, 30 і 35 мм і тиску 1,0; 1,5; 2,0; 4,0. Контроль за технологічним процесом і параметрами гідровидобутку здійснювався шляхом систематичних (через 30 хвилин у середньому) визначень дебіту по пульпі із технологічних свердловин і вмісту твердої фази у пульпі.

Таблиця 1

Фактичні значення технологічних показників процесу СГВ
зернистих фосфоритів і їх співставлення з плановими величинами

Тип нижнього оголовку СГВП	Дебіт по пульпі, $м^3$/год			Вміст фосфоритів у пульпі, %			Продуктивність по фосфоритах, $м^3$/год		
	план	факт	в % до план	план	факт	в % до план	план	факт.	в % до план.
1. ПЕГМП-127/73-89-50П-1ІГДМ(1ІГДМ).									
Компресор СД-15/25	50	25	50	20	10,2	51	10	2,55	25,5
Компресор ПР-12		20	40	20	8,6	43	10	1,71	17,1
2. ПЕГМП-85-50П-1Р (1Р)	50	25	50	20	4	20	10	1,0	10,0
3. ПЕГМП-127-89-50П-2РХ (2РХ)	50	20..25	40..50	20	6,4	32	10	1,45	14,5
4. ЕГМП-127-89-50-3РХ (3РХ)	50	20..35	10..70	20	7,2	36	10	1,92	19,2

Таблиця 2

Результати експериментальних досліджень основних показників
гідровидобувного обладнання

Схеми свердловинного гідровидобутку	Показники гідровидобувного обладнання			
	тиск води на гідромоніторі, МПа	тиск води на ерліфті, МПа	продуктивність по пульпі, $м^3$/год	продуктивність по руді, $м^3$/год
Гідромоніторно-гідроелеваторна	2…4	–	100...130	8…15
Ерліфтно-гідромоніторна	6	0,65…0,7	20…30	8…10
Ерліфтно-гідромоніторна з використанням гнучкого шлангу	2…4	0,6…0,7	30…35	4…5
Ерліфтно-гідромоніторна з використанням імпульсного струменя	2…2,5	1…1,2	45	20

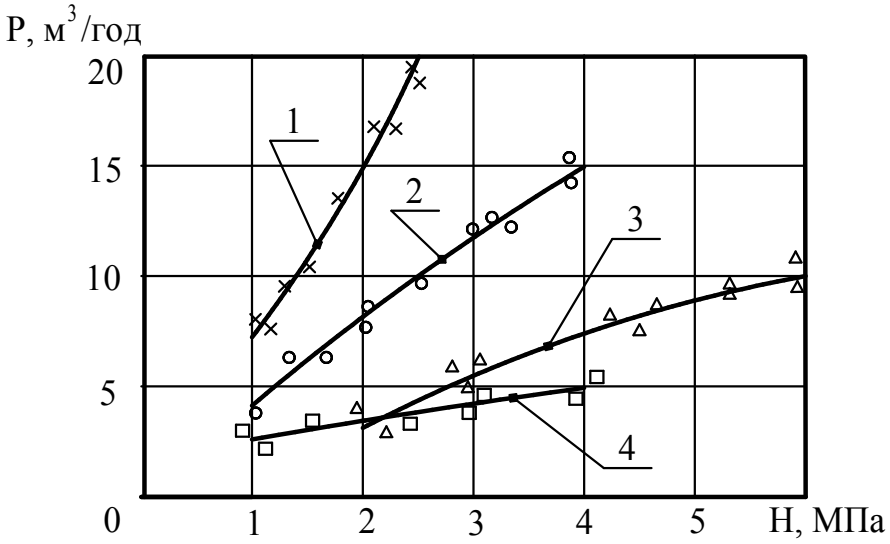


Рис. 2. Зміна продуктивності по агроруді в залежності від тиску при різних схемах СГВ: 1 – ерліфтно-гідромоніторна з використанням імпульсного струменя; 2 – гідромоніторно-гідроелеваторна; 3 – ерліфтно-гідромоніторна; 4 – ерліфтно-гідромоніторна з використанням гнучкого шлангу

Розмив починається з мінімальних діаметрів насадок та тисків. У випадку коли вміст твердої фази значно зменшується, тоді необхідно збільшувати тиск або діаметр насадки. Так при діаметрі насадки 10 мм і тиску 1 МПа радіус розмиву становить 1,5 м, а при збільшенні тиску до 4 МПа радіус розмиву становить 5,2 м.

Враховуючи отримані результати експерименту з розмиву фосфоритів, залежність зміни радіусу розмиву породи від діаметра насадки та тиску, описується виразом:

$$R(d_н, H) = (32{,}75 \cdot H + 18{,}41)d_н + 0{,}045 \cdot H - 0{,}021, \quad (1)$$

де R – радіус розмиву, м;

$d_н$ – діаметр насадки, м;

H – тиск, МПа.

Залежність середньої продуктивності розмиву корисної копалини на відстані радіуса розмиву в залежності від діаметра насадки та тиску описується залежністю:

$$P(d_н, H) = (0{,}85 \cdot H + 0{,}46)e^{84{,}9 \cdot d_н} + 8{,}23 \cdot H - 8{,}23, \quad (2)$$

де P – середня продуктивність розмиву корисної копалини, м^3/год;

$d_н$ – діаметр насадки, м;

H – тиск, МПа.

Динаміка зміни дальності доставки породи струменем гідромоніторної насадки в залежності від часу впливу апроксимується залежністю:

$$l_Д(H, t) = -1{,}28 \cdot e^{\left(\frac{t}{20 \cdot H - 45} + 0{,}41 \cdot H\right)} + 1{,}12 \cdot H + 2{,}17, \quad (3)$$

де $l_д$ – дальність доставки породи, м;

H – тиск води, МПа;

t – час впливу, с.

Досліди з насадками різного діаметру показали, що для кожного діаметру існує така границя тиску води, з перевищенням якої не відбувається суттєвого збільшення дальності доставки. Для насадок діаметром 15, 20 і 25 мм граничний тиск води відповідно рівний 1,3; 1,9; та 2,5 МПа.

Для визначення конструктивних параметрів і режимів роботи гідроелеватора були виконані експериментальні дослідження, які проводились при постійній конусності дифузору і геодезичній висоті підйому.

Найкращі енергетичні показники гідроелеватора отримані при оптимальній відстані $z = 5…7d_o$ (z – відносна довжина камери змішування, виражена у калібрах сопла гідроелеватора, d_0 – діаметр сопла (насадки) гідроелеватора). Суттєво на ККД гідроелеватора впливає величина M (модуль гідроелеватора), оптимальне значення якої знаходиться у межах 7,5 ...10,5.

Дослідження показали, що оптимальна довжина камери змішування L для різних режимів роботи складає 2,2...2,6 $D_к$ ($D_к$ – діаметр камери змішування); її збільшення до 3,3 $D_к$ призводить до різкого зниження ККД гідроелеватора.

Таким чином, встановлено, що збільшення діаметру насадки і тиску подачі робочого агенту призводять до збільшення радіусу та середньої продуктивності розмиву корисної копалини. Доведено, що при доставці зруйнованої породи в камері розмиву для насадок діаметром 15, 20 і 25 мм граничний тиск води відповідно рівний 1,3; 1,9 та 2,5 МПа. Встановлено, що коефіцієнт корисної дії гідроелеватора залежить від відносної довжини камери змішування z, яка виражена в калібрах насадки і власних калібрах, а також модуля гідроелеватора M при різних значеннях напору. З урахуванням результатів проведених досліджень для підйому пульпи через свердловини рекомендований гідроелеватор з довжиною камери змішування $L = 7\ d_o = 2{,}5\ D_к$ і відстанню $z = 6\ d_o$. Позитивні показники роботи гідроелеватора отримані при наступних геометричних параметрах: відносній довжині камери змішування $z = 5…7d_o$; модулю гідроелеватора M=7,5 ...10,5; довжині камери змішування $L = 2{,}2...2{,}6\ D_к$.

Список літератури

1. Маланчук З.Р. Научные основы скважинной гидротехнологии. – Ровно, 2002. – 372 с.

2. Пілов П.І., Анісімов М.Т., Анісімов В.М. Математичне моделювання процесів збагачення корисних копалин: Навчальний посібник. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 104 с.

3. Боблях С.Р, Маланчук Є.З., Жомирук Р.В. Моделювання процесу гідравлічного руйнування фосфоритів // Зб. наук. праць: Вісник НУВГП. – Рівне: НУВГП. – 2007. – Вип. №2(38). – С. 325-330.

4. Маланчук З.Р., Боблях С.Р. Дослідження процесу розмиву зернистих фосфоритів гідромоніторним струменем // Зб. наук. праць: Вісник КТУ. – Кривий Ріг: КТУ. – 2007. – Вип. №16. – С. 33-38.

5. Проблеми та перспективи застосування свердловинної гідротехнології для розвитку мінерально-сировинної бази Рівненсько-Волинського регіону / З.Р. Маланчук, А.Д. Калько, С.Р. Боблях, Є.З. Маланчук, С.Є. Стець, В.П. Рачковський // Ефективність реалізації наукового, ресурсного і промислового потенціалу в сучасних умовах: VII промислова міжнар. наук.-практ. конф. п.Славське, Карпати, 12-16 лютого. 2007. – С. 134-136.

6. Обґрунтування застосування блочної схеми гідровидобутку фосфоритів /З.Р.Маланчук, С.Р.Боблях, Є.З. Маланчук, В.О. Козяр // Современные методы и средства неразрушающего контроля и технической диагностики: Материалы XV Юбилейной международной конференции, 1-5 октября 2007 г., Ялта-Киев: УИЦ «Наука. Техника. Технология», 2007. – С. 246-249.

7. Маланчук З.Р., Гурин В.А., Боблях С.Р. Обгрунтування техніко-економічної доцільності гідровидобутку зернистих фосфоритів // Ефективність реалізації наукового, ресурсного і промислового потенціалу в сучасних умовах: VIII промислова міжнар. наук.-практ. конф. п. Славське, Карпати, 11-15 лютого 2008. – С. 375-378.

УДК 622.413.4

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

СРЕДСТВА ЗАЩИТЫ ОТ ПЕРЕГРЕВА РАБОТАЮЩИХ В СЛОЖНЫХ ГЕОТЕРМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ ГЛУБОКИХ ШАХТ

Виконано аналіз нормалізації теплових умов та запропоновано рішення з локального охолодження повітря в лавах глибоких шахт.

Выполнен анализ систем нормализации тепловых условий и предложены технические решения по локальному охлаждению воздуха в лавах глубоких шахт.

Analysis of systems used to create normal heat conditions is performed and local cooling technologies for longwalls in coal mining operations are presented.

В Украинской части Донбасса на достигнутых целым рядом шахт глубинах 1000-1350 м температура рудничной атмосферы в очистных и подготовительных тупиковых забоях превышает допустимые ПБ нормы. Микроклимат рабочего места в подземных горных выработках отрицательно сказывается на заболеваемости и здоровье горнорабочих, обеспечении безопасности работ и производительности труда.

Максимально допустимые действующие нормы по температуре рудничной атмосферы в Украинских угольных шахтах с учетом скорости и относительной влажности воздуха самые жесткие в мировой практике подземной добычи полезных ископаемых (не более 22-26ºС) [1].

Для нормализации температурных условий в лавах глубоких шахт Донбасса в проектах кондиционирования рудничного воздуха наиболее широкое распространение нашли холодильные системы, оборудуемые стационарными холодильными машинами с охлаждением воздуха в штрековых воздухоохладителях, размещаемых в участковых воздухоподающих выработках перед лавамиРезультаты шахтных исследований (табл. 1) показали, что возможности нормализации температурных условий в лавах при использовании указанных выше холодильных систем ограничены уже в интервале глубин очистной выемки 800-1000 м несмотря на значительное понижение температуры воздуха в воздухоохладителях. При этом возможности нормализации температурных условий в лавах ограничиваются как глубиной отработки, мощностью пласта и длиной лавы, так и нагрузкой на очистные забои, обусловливающей теплопритоки от выемочного и транспортного оборудования. В условиях прогрессирующей интенсификации очистной выемки согласно данным шахтных наблюдений охлаждение воздуха штрековыми воздухоохладителями перед лавами не обеспечивает нормализацию температуры воздуха на рабочих местах.

Поэтому, наряду с выполнением на глубоких шахтах целого комплекса технических, организационных и других мер, связанных с регулированием температуры воздуха в горных выработках и охраной труда горняков, заслуживает особого внимания вопрос разработки специальных систем индивидуальной защиты горнорабочих от перегрева в условиях нагревающего шахтного микроклимата.

С 2003 года в Украине действуют санитарные правила и нормы для предприятий угольной промышленности, в которых определена предельно допустимая температура воздуха на рабочих местах в подземных горных выработках шахт 32°С [2]. При превышении данной температуры воздуха работать без средств индивидуальной противотепловой защиты запрещается.

Введение новых санитарных правил и норм предопределило острую необходимость разработки новых подходов и технических решений по регулированию микроклимата и предупреждению тепловых поражений в выработках глубоких шахт [3].

Таблица 1

Тепловые условия в лавах при охлаждении воздуха
в участковых воздухоподающих выработках

Наименование шахты, лавы	Средняя глубина очистных работ, м	Длина лавы, м	Расход воздуха в штреке под лавой, $м^3/с$	Расстояние от воздухоохладителя до лавы, м	Температура воздуха, ºС		
					на выходе из охладителя	на входе в лаву	на выходе из лавы
Им. Скочинского, 5-я западная лава	1090	200	11,0	135	16,0	20,8	28,1
Им.газеты «Социалистический Донбасс»: западная лава 6-ой восточной панели	785	140	7,5	405	17,2	21,2	28,8
5-я восточная лава – верхняя часть	836	192	15,8	90	18,5	20,0	24,8
– нижняя часть	850	108	9,6	170	18,9	23,6	26,5
Им. Бажанова, восточная панельная лава	1040	150	13,5	240	16,8	20,7	26,6

Основным способом предупреждения тепловых поражений в горных выработках является искусственное охлаждение рудничного воздуха. В этом направлении в Украине в последние несколько лет сделан определенный позитивный шаг. ОАО «Холодмаш» во взаимодействии с МакНИИ разработаны и уже поставлены на шахты им. А.А. Скочинского и им. М.И. Калинина ГП «Донецкая угольная энергетическая компания», им. В.М. Бажанова ГП «Макеевуголь», «Щегловская-Глубокая» ГОАО «Шахтоуправление «Донбасс», «Шахтерская-Глубокая» ГП «Шахтерскантрацит» и другие шахты подземные стационарные установки, оборудованные холодильными машинами с винтовым компрессором мощностью 1 МВт холода типа МХРВ. Наряду с этим разработана новая модификация передвижного шахтного кондиционера типа КПШ 300 холодопроизводительностью 300 кВт. Экспериментальный образец кондиционера прошел успешно испытания и в настоящее время работает на шахте им. А.А. Скочинского. Подготовлены к вводу в эксплуатацию передвижные холодильные установки с кондиционерами КПШ 300 на шахтах «Шахтерская-Глубокая ГП «Шахтерскантрацит», им. В.В.Вахрушева ГП «Ровеньки-антрацит», «Прогресс» ГП «Торезантрацит» и др. В качестве рабочего вещества в используемых на шахтах средствах охлаждения используется холодильный агент R22.

В решении сложнейшей проблемы нормализации тепловых условий в выработках глубоких шахт заслуживает внимания вопрос совершенствования известных и разработки новых локальных и индивидуальных систем защиты горнорабочих от перегрева, как дополнительной составляющей при наличии кондиционирования шахтного воздуха, а для аварийных ситуаций – основной профилактической по предупреждению теплового поражения людей в горных выработках [3].

Одним из направлений в разработке систем защиты от перегрева является создание локальных зон кондиционирования воздуха на рабочих местах, при передвижении людей в транспортных средствах, в местах отдыха, пунктах оказания медицинской помощи в горных выработках с помощью средств, работающих на пневмоэнергии. Такие средства имеют малые

габаритные размеры и малый вес, высокую надежность и безопасность в работе, взрывобезопасное исполнение и простоту при эксплуатации.

Основными элементами таких устройств являются неадиабатная вихревая труба и пневматический эжектор.

Создание локальных зон с заданными параметрами микроклимата на рабочих местах в ряде случаев может быть более экономичным за счет использования вихревого эффекта для получения холода и энергии скоростного напора, создаваемого сжатым воздухом, для эжектирования воздуха, поступающего по лаве. В результате реализации такого технического решения обеспечивается повышение надежности нормализации микроклимата в призабойных пространствах лав, отрабатывающих пласты на больших глубинах.

Локальное регулирование микроклимата в лаве обеспечивается на основе использования системы охлаждения воздуха, содержащей размещенные вдоль очистного забоя охладители воздуха и гибкий рукав для подачи сжатого воздуха от шахтной поверхности. При этом, охладители воздуха, подсоединенные параллельно к гибкому рукаву для подвода сжатого воздуха, выполняются в виде воздушных эжекторов, каждый из которых оборудован вихревой трубой. Сопло эжектора подсоединяется к патрубку вихревой трубы, предназначенному для выпуска холодного воздуха и закреплено посредством крестовины в горловине цилиндрического патрубка, подсоединенного, например, к верхняку механизированной крепи. Цилиндрический патрубок размещается сонаправленно с потоком свежего воздуха в призабойном пространстве лавы. При этом длина каждого патрубка составляет 0,6-0,8 ширины верхнего прикрытия механизированной крепи. Кроме того, цилиндрические патрубки оборудованы шарнирными механизмами поворота их относительно продольной оси на угол не более 15 градусов.

Выполнение охлаждающего устройства в виде воздушного эжектора, оборудованного вихревой трубой, обеспечивает надежную работу элементов системы локального охлаждения, в связи с тем, что они не содержат вращающихся частей, просты в обслуживании и безопасны в эксплуатации. Этот же признак обеспечивает минимальные размеры охладителей и системы в целом, в связи с чем загромождение призабойного пространства лавы минимальное. Размещение корпуса эжектора сонаправленно с потоком свежего воздуха в лаве исключает создание аэродинамической завесы потоку рудничного воздуха, поступающего по лаве. Шарнирный механизм для поворота цилиндрического патрубка относительно его продольной оси на угол до 15 градусов обеспечивает возможность создания комфортных зон в призабойном пространстве в период выполнения различных работ, в том числе ремонтных в пределах поперечного сечения лавы, а также при передвижке механизированной крепи после прохода выемочного комбайна. Принятый угол возможного поворота патрубка исключает создание существенного аэродинамического сопротивления потоку поступающего по лаве воздуха. Принятая длина патрубка обеспечивает удобство и надежность эксплуатации системы при перемещении механизированной крепи. Расстояние между охладителями по длине лавы принимается в зависимости от необходимости создания локальных зон постоянного или временного охлаждения воздуха.

Принципиальная схема охладителя приведена на рис. 1а, принципиальная схема локального регулирования микроклимата в очистном забое – на рис. 1б [4].

Система локального регулирования микроклимата в очистном забое содержит гибкий рукав 1 для подачи в лаву сжатого воздуха от шахтной пневмосети, охладители I, II, III, IV, выполненные в виде воздушных эжекторов и подсоединенные к гибкому рукаву 1 резинотканевыми шлангами 2. Последние оборудованы клапанами 3 для включения и выключения охладителей. Для выпуска теплого воздуха за пределы рабочей зоны при работе вихревой трубы охладители оборудованы шлангами 4. Охладители крепятся к стойкам 14 или верхнякам механизированной крепи.

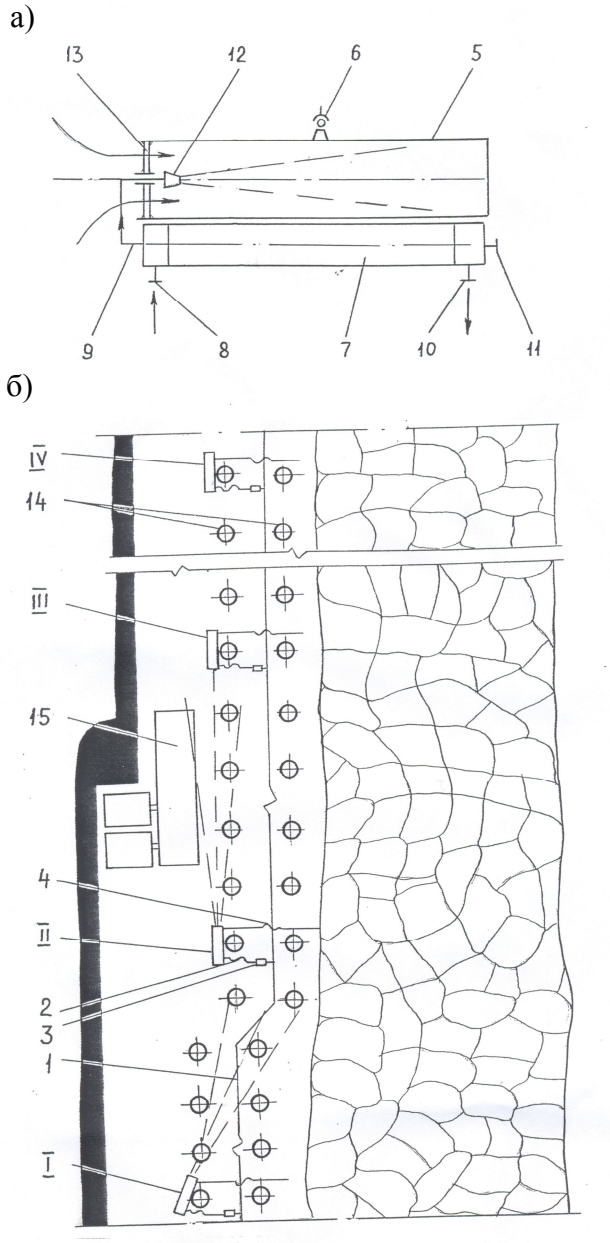


Рис. 1. Система локального регулирования микроклимата в очистном забое: а – принципиальная схема охладителя воздуха; б – принципиальная схема локального охлаждения воздуха на рабочих местах в очистном забое

Каждый охладитель воздуха содержит цилиндрический патрубок 5, оборудованный пространственным шарнирным механизмом 6 для крепления охладителя к элементам механизированной крепи и поворота патрубка на угол до 15 градусов относительно направления потока воздуха в призабойном пространстве лавы. К цилиндрическому патрубку подсоединены вихревая труба 7, оборудованная патрубком 8 для входа сжатого воздуха, патрубками 9 и 10 для выпуска холодного и теплого воздуха соответственно, а также регулирующим клапаном 11 для изменения расхода и температуры холодного и теплого потоков воздуха. Сопло эжектора 12 подсоединено к патрубку 9 вихревой трубы 7 и закреплено с помощью крестовины 13 в горловине цилиндрического патрубка 5.

Система работает следующим образом. В вихревую трубу 7 охладителя при положении клапана 3 «открыто» из гибкого рукава 1 по резинотканевому шлангу 2 поступает сжатый воздух. В результате вихревого эффекта и расширения воздуха в вихревой трубе происходит снижение его температуры в среднем на 5ºС на каждую избыточную атмосферу и повышение

скорости. Холодный воздух с низкой температурой и большой скоростью через патрубок 9 вихревой трубы 7 поступает к соплу эжектора 12. За счет энергии холодного воздуха, выходящего из сопла эжектора 12, происходит эжектирование (подсасывание) рудничного воздуха, поступающего по лаве.

Количество эжектируемого воздуха устанавливается исходя из требований санитарных правил [2] по температурным перепадам потоков выходящего из эжектора холодного воздуха и поступающего по призабойному пространству.

При реализации разработанных системы и устройства [4] охлаждение воздуха предусматривается осуществлять локально по длине очистного забоя в зонах, где работают люди. При очистной выемке создание комфортных температурных условий, например, для машиниста выемочного комбайна в лаве достигается работой охладителя II (рис. 1а).

Создание комфортной зоны для горняков по передвижке механизированной крепи обеспечивается работой охладителя I. По мере перемещения комбайна по лаве создание комфортных условий для машиниста выемочного комбайна будет обеспечиваться работой охладителя III, а для горняков по передвижке крепи – охладителем II и т.д.

Внедрение системы локального регулирования микроклимата на основе охладителей, оборудованных вихревыми трубами, позволит обеспечивать с достаточной надежностью конкретные тепловые условия и соответственно повысить уровень безопасности работ непосредственно на рабочих местах в лавах глубоких шахт.

На основании выполненных исследований разработана для лав, разрабатывающих крутые пласты, система для локального охлаждения воздуха [5] в зонах непосредственного ведения работ по выемке угля (рис 2).

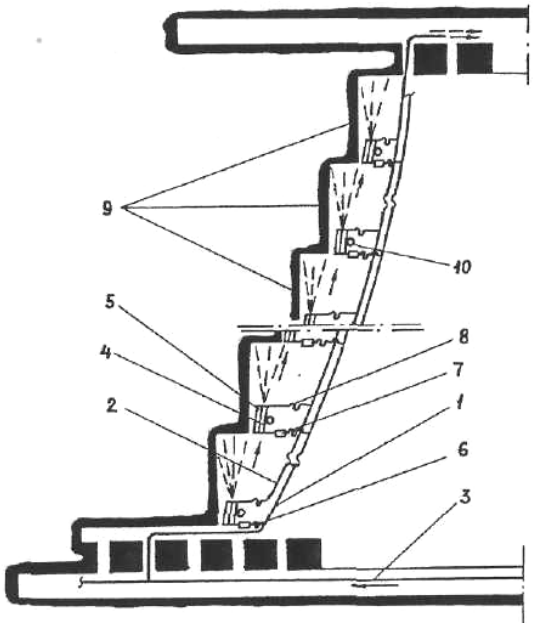


Рис. 2. Система локального охлаждения воздуха в лаве

Система содержит гибкий рукав, выполненный двухканальным с основным 1 и вспомогательным 2 каналами. Основной канал служит для подачи в лаву сжатого воздуха и присоединен к трубопроводу 3 шахтной пневмосети. Охладители 4 выполнены в виде воздушных эжекторов, снабженных вихревыми трубками 5, которые подсоединены к основному каналу 1 гибкими прорезиненными рукавами 6. Последние снабжены клапанами 7 для включения и выключения охладителей. Для выпуска горячего потока воздуха при работе вихревой трубы 5 охладители 4 снабжены резинотканевыми рукавами 8, подсоединенными к вспомогательному каналу 2 гибкими рукавами, выведенными за пределы рабочего пространства очистного забоя. Охладители 4 закреплены на стойках 10 призабойной крепи.

Система работает следующим образом.

В вихревую трубу 5 охладителя 4 при положении клапана 7 «открыто» из основного канала 1 гибкого трубопровода по резинотканевому шлангу 6 поступает сжатый воздух. В результате вихревого эффекта и расширения воздуха в вихревой трубе 5 охладителя 4 происходит снижение температуры воздуха в среднем на 5ºС на каждую избыточную атмосферу и увеличение его скорости. Холодный воздух с низкой температурой и большой скоростью поступает в эжектор охладителя 4, где происходит эжектирование (подсасывание) рудничного воздуха, который поступает вдоль очистного забоя 9. Количество эжектируемого воздуха устанавливается исходя из требований санитарных правил по температурным перепадам холодного воздуха, выходящего из эжектора, и рудничного воздуха, поступающего по призабойному пространству.

Охлаждение воздуха осуществляется локально в зонах, где работают люди. В период очистной выемки угля в лавах крутых пластов комфортные температурные условия создаются для горнорабочих каждого уступа с помощью установки в нем соответствующего охладителя.

Таким образом, использование системы для локального охлаждения воздуха в лавах крутых пластов позволяет обеспечивать с достаточной надежностью и эффективностью комфортные тепловые условия и безопасность труда горнорабочих.

На данную систему и ранее устройство локального охлаждения шахтного воздуха получены патенты Украины [4, 5].

Для профилактики тепловых поражений горнорабочих, работающих в выработках с повышенными температурами воздуха, предложено устройство [6], обеспечивающее возможность надежного регулирования параметров микроклимата в специальной климатической камере (рис.3).

Климатическая камера образована каркасом, выполненным из прокатной стали, и ограждающими поверхностями из металлических теплоизолированных щитов. Днище камеры размещено на салазках, обеспечивающих возможность передвижения ее по почве выработки или размещения ее на платформе шахтной вагонетки. Одна из торцевых сторон камеры оснащена раструбом с размещенным в нем эжектором. Посредством трубы эжектор соединен с вихревой трубой посредством патрубка для выпуска холодного воздуха.

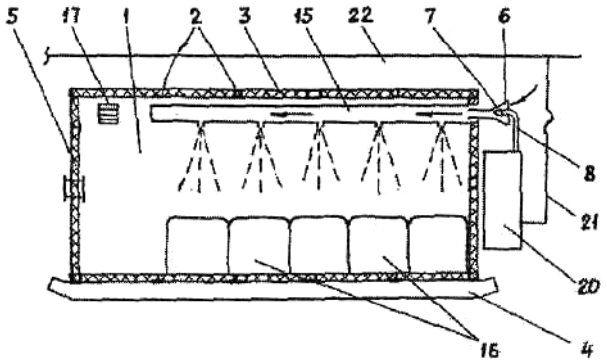
Вихревая труба посредством гибкого рукава сообщена с трубопроводом шахтной пневмосети. Климатизационная камера оснащена воздухораспределителем, размещенным в потолочной части камеры. Камера снабжена сиденьями для горнорабочих. Боковая стенка камеры снабжена вентиляционной решеткой. С торцевой стороны камеры, противоположной расположению раструба, встроена дверь для входа и выхода горнорабочих.

Для создания комфортного микроклимата в климатизационной камере обеспечивают подачу в вихревую трубу сжатого воздуха из трубопровода шахтной пневмосети по гибкому рукаву через фильтр-маслоотделитель. В фильтре-маслоотделителе сжатый воздух очищается от масел, влаги и прочих примесей. В вихревой трубе в результате вихревого эффекта сжатый воздух разделяется на холодный и горячий потоки. Поток холодного воздуха через сопло эжектора под давлением выпускается в раструб. В результате разрежения, создаваемого в раструбе при выходе холодного воздуха через сопло эжектора, происходит подсос воздуха из выработки, в которой размещено устройство. Смешиваемые потоки холодного воздуха, выходящие из сопла эжектора и теплого воздуха, подсасываемого через раструб, поступают через воздухораспределитель в климатизационную камеру.

Комфортная температура воздуха на выходе из воздухораспределителя в камеру устанавливается с помощью регулирующего вентиля на вихревой трубе. Горячий поток воздуха из вихревой трубы сбрасывается за пределы камеры.

В климатизационную камеру горнорабочие входят через дверь в торцевой ее стенке и размещаются на сиденьях. С помощью совмещенного блока охлаждения и проветривания в климатизационной камере создается избыточное давление. Избыток подогретого воздуха, образовавшийся в результате тепловыделений находящихся в камере горнорабочих, выпускается через вентиляционную решетку на боковой стенке камеры.

а)



б)

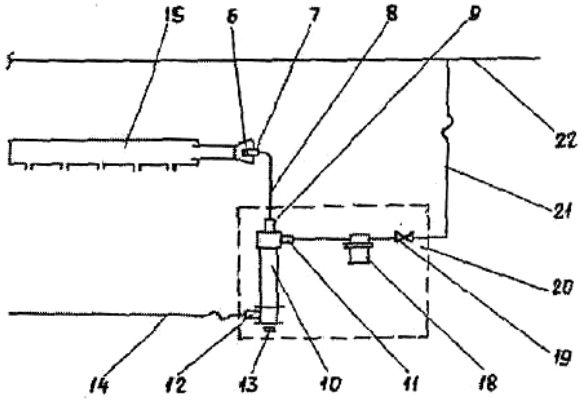


Рис. 3. Устройство для профилактики тепловых поражений горнорабочих: а – общий вид; б – принципиальная схема системы кондиционирования; 1 – климатизационная камера; 2- каркас; 3 – металлические теплоизолированные щиты; 4 – салазки; 5 – дверь; 6 – раструб; 7 – эжектор; 8 – труба соединительная; 9 – насадок вихревой трубы для выпуска холодного воздуха; 10 – вихревая труба; 11 – патрубок для подвода сжатого воздуха; 12 – патрубок для сброса горячего воздуха; 13 – регулирующий клапан; 14 – гибкий рукав для отвода горячего воздуха; 15 – воздухораспределитель; 16 – сиденья; 17– вентиляционная решетка; 18 – фильтр-маслоотделитель; 19 – вентиль; 20 – контейнер с шумопоглощающими ограждениями; 21 – гибкий рукав для подвода сжатого воздуха; 22 – трубопровод сжатого воздуха

В результате пребывания горнорабочих в камере с комфортным микроклиматом происходит отбор тепловой энергии от организма, восстановление нормального его состояния. Последнее служит профилактическим средством в предупреждении тепловых поражений горнорабочих, работающих в выработках с нагревающим микроклиматом.

В создании систем защиты от перегрева горнорабочих, локальных зон кондиционирования воздуха на конкретных рабочих местах и в микроклиматических камерах отдыха в выработках могут быть эффективно использованы также малогабаритные установки для охлаждения шахтного воздуха, работающие на сжатом воздухе при избыточном давлении 0,1-0,2 МПа, поступающем либо из общешахтной пневмосети, либо от автономного воздушно-силового агрегата (воздуходувки) [7]. Холодопроизводительность таких установок, подтвержденная экспериментальными исследованиями непосредственно в высокотемпературных горных выработках глубоких шахт, составляет 30-50 кВт .

Список литературы

1. Правила безопасности в угольных шахтах. / ДНАОП 1.1.30-1.01-00. – Киев, 2005.
2. Державні санітарні правила та норми. Підприємства вугільної промисловості. ДСП 3.3.1.095-2002.
3. Мартынов А.А., Брюханов А.М., Мухин В.В. Предельно допустимая температура воздуха и профилактика тепловых поражений в выработках глубоких угольных шахт. Уголь Украины, 2004. – №11. – С. 39-42.
4. Яковенко А.К., Мартинов А.А. Система для локального охолодження повітря в лаві. Патент України на корисну модель №24662. – Бюл. №10, 2007.
5. Яковенко А.К., Мартинов А.А. Система для локального охолодження повітря в лаві. Деклараційний патент України №7451. – Опубл. Бюл. №6, 2005.
6. Брюханов А.М., Яковенко А.К., Мартинов А.А. Пристрій для профілактики теплових уражень гірників. Патент України на корисну модель №27730. – Бюл. №2, 2008.
7. Мартынов А.А., Яковенко А.К., Петросянц В.А. Результаты шахтных испытаний экспериментальной установки турбодетандерного охлаждения воздуха в тупиковых выработках // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научных трудов МакНИИ, 1995. – С. 144-151.

УДК 622.817.4

© Л.Н. Ширин,
С.Д. Павлов,
Е.А. Коровяка,
В.С. Астахов

ПЕРСПЕКТИВЫ ПОПУТНОЙ ДОБЫЧИ ШАХТНОГО МЕТАНА В УСЛОВИЯХ ДОНЕЦКОГО УГОЛЬНОГО БАССЕЙНА

У статті виконаний аналіз перспективи попутного видобутку шахтного метану в умовах Донецького вугільного басейну.

В статье выполнен анализ перспективы попутной добычи шахтного метана в условиях Донецкого угольного бассейна.

In the article the analysis of prospect of passing booty of mine methane is executed in the conditions of the Donetsk coal pool.

Непрерывно растущие объемы потребления ископаемых энергетических ресурсов ставят новую задачу перед отраслевыми научно-производственными подразделениями, которая заключается в комплексном освоении альтернативных энергоносителей. Одним из наиболее перспективных направлений для ТЭК Украины является шахтный метан. При этом технология его добычи основана на применении традиционных способов дегазации.

Однако, не смотря на перспективность данного направления, освоение запасов шахтного метана в отрасли на сегодняшний день ведется лишь отдельными горнодобывающими предприятиями. Анализ исследований в данном направлении показал, что существующая технология дегазации не позволяет получить достаточно качественный газ. Отсутствие эффективных способов утилизации низкокачественного шахтного метана и комплексного подхода к его извлечению приводит к тому, что он выбрасывается в атмосферу. Обусловлено это тем, что традиционно применяемые технологические схемы подземной добычи угля не ориентированы на попутное извлечение метана.

Экспертная оценка производственных ситуаций показала, что только комплексный подход к данной проблеме, позволяющий связать технологию добычи угля и метана в единую систему, повысит рентабельность угольных шахт, безопасность труда, охрану окружающей

среды и снизить энергетическую зависимость нашей страны.

Запасы метана в угленосных свитах Донбасса оцениваются в 1345 млрд. м^3, в т.ч. 1181 млрд. м^3 абсорбированных углем и 164 млрд. м^3 свободного газа в пористых слоях, в частности, в песчаниках [1, 6]. Запасы эти огромны, но разбросаны по многочисленным угольным пластам и слоям песчаников в угленосных свитах.

Следует отметить, что метан, выбрасываемый в атмосферу вентиляционными и дегазационными системами шахт, наносит значительный ущерб окружающей среде, способствуя созданию парникового эффекта. Так, в 2007 году угольные шахты Донбасса извлекли около 2000 млн. м^3 метана, из которых 1900 млн. м^3 было выброшено в атмосферу. Шахтными вентиляционными системами извлечено и выпущено в атмосферу 1750 млн. м^3, а из 250 млн. м^3 метана, каптированного дегазационными системами шахт, использовано лишь около 100 млн. м^3. Таким образом, 95% извлекаемого из недр ценного ископаемого практически ежегодно теряется безвозвратно, при этом усиливая парниковый эффект и загрязняя окружающую среду.

Обусловлено это тем, что серийно выпускаемые комплексы оборудования для подземного откачивания газа имеются лишь на 70 шахтах отрасли, из которых в промышленном режиме работает около 50%. На большинстве дегазационных комплексов концентрация метана, достигающего поверхности настолько минимальна, что ее недостаточно для дальнейшего использования. В связи с этим газ используется только на некоторых шахтах и то для собственных нужд.

Общие ресурсы метана в угольных пластах и пропластках угленосных отложений Донбасса оцениваются в 1,2 трлн. м^3, а с учетом содержания метана в породах – 25,4 трлн. м^3. Анализируя официальные данные ИГТМ НАН Украины [2] о газовыделении и количестве извлекаемого метана по шахтам угольных компаний Донецкого бассейна (табл.), можно констатировать, что среднее значение газоносности углей Донецкого бассейна составляет 8-15 м^3/т, а удельной эмиссии газа при добыче угля (газообильностъ шахты) – 23-36 м^3/т.

Таблица

Запасы метана на площадях действующих шахт Донбасса

Угольная компания	Содержание метана, м^3/т	Удельное выделение, м^3/т	Запасы метана (млрд. м^3) балансовые запасы		
			по всем шахтам	активные шахты	промышленные запасы
Донецкуголь	12,9	37,1	30,2-86,9	19,9-57,3	14,4-41,5
Макеевуголь	21,1	53,5	40,8-103,5	12,6-32,0	9,7-24,5
Октябрьуголь	18,2	55,8	11,1-34,1	7,2-22,0	5,8-17,9
Красноармейскуголь	12,8	34,5	12,6-33,9	12,6-33,9	5,2-14,0
Краснодонуголь	21,9	38,4	38,2-66,9	11,5-20,2	8,7-15,3
Шахтерскантрацит	29,9	47,8	18,7-29,8	9,5-15,1	7,6-12,2
Донбассантрацит	15,9	38,0	25,3-60,4	5,8-13,8	4,2-9,9
Луганскуголь	15,1	23,3	55,0-84,9	11,9-18,4	8,4-12,9
Артемуголь	17,4	28,5	9,1-14,9	6,0-9,9	4,8-7,9
Стахановуголъ	14,2	23,7	27,1-45,3	6,5-10,8	4,0-6,7
Торезантрацит	6,7	16,5	7,8-18,7	1,7-4,3	1,4-3,4
Добропольеуголь	11,0	21,6	37,0-72,3	8,3-16,3	5,9-11,5
Орджоникидзеуголь	15,4	25,2	7,5-12,3	3,6-5,9	2,9-4,7
Павлоградуголь	7,9	8,9	39,9-44,9	10,0-11,3	7,9-8,9
Первомайскуголь	14,4	25,2	24,2-43,3	5,2-9,3	3,9-6,9
Дзержинскуголь	16,8	26,8	5,0-7,9	2,5-4,0	1,8-2,9
Лисичанскуголь	10,9	17,5	7,7-12,3	2,6-4,2	1,9-3,1
Среднее/всего	**15,4**	**29,0**	**417,2-752,2**	**137,5-265,7**	**103,7-199,1**

Следует отметить, что удельная эмиссия часто превышает газоносность угля более чем в три раза. В некоторых источниках отмечается, что максимальные значения достигают 100 м^3/т добытого угля и более. При этом, с увеличением степени углефикации, газоносность растет от 10-15 м^3/т у газовых углей до 40 м^3/т в антрацитах. Сравнивая геологические условия газоносности угольных месторождений, установлено, что большое содержание газа в боковых породах отличает Донецкий бассейн от большинства других угольных бассейнов, предполагается, что лишь около 10% метана находится в угольных пластах, основное же количество газа сосредоточено во вмещающих породах. Зависимость содержания газа от тектонической ситуации также способствует изменению доли в общем количестве газа. Все это позволяет охарактеризовать Донбасс как комплексное газоугольное месторождение.

Источником добычи шахтного метана в Украине являются дегазационные системы действующих шахт. Применение дегазации оказывает позитивное влияние на технологию и экономику добычных участков и шахт в целом. Газовыделение в горные выработки во многом определяется коэффициентом фильтрации породного слоя, залегающего на расстоянии h от выработанного пространства, зависимость которого от вынимаемой мощности пласта m приведена в работе [3]:

$$k' = k\left(\frac{2500 \cdot m^2}{h^2}\right),$$

где h – расстояние породного слоя от выработанного пространства;

m – вынимаемая мощность пласта;

k – коэффициент фильтрации слоя до подработки.

Авторы доказывают, что проницаемость подработанного массива закономерно уменьшается по мере удаления вверх от кровли разрабатываемого пласта, однако данная зависимость не учитывает литологию разреза, физико-механические свойства пород, залегающих в кровле угольного пласта и особенности сдвижений горных пород при различной степени интенсификации процессов очистной выемки.

На шахтах Украины применяются практически все известные в мировой практике способы дегазации. Наибольшее распространение получили способы дегазации подрабатываемых сближенных пластов, попадающих в зону влияния очистных работ, на долю которых приходится свыше 80% каптируемого газа. Однако эффективность дегазации во многих случаях остается недостаточной.

Извлечение газа осуществляется с помощью подземных дегазационных скважин, пробуренных из горных выработок в кровлю и в почву рабочих пластов и соединенных с дегазационной системой. Поступление газа из массива в скважину начинается с момента разрушения горного массива в процессе добычи угля. Через дегазационную систему, которая соединяет дегазационные скважины, газовоздушная смесь, изолированно от шахтного воздуха, подается на поверхность и при кондиционном составе метана (более 25%) используется как высококалорийное топливо или как химсырье.

Этот метод является методом попутного извлечения метана из углевмещающего разреза при добыче угля, и называется шахтным. В отечественной методике и технологии основным объектом добычи газа как попутного полезного ископаемого является шахтное поле, а источником добычи – горный массив, а точнее – породы кровли и почвы рабочих угольных пластов вместе с пластами-спутниками, которые попадают в зону разгрузки от горного давления. Эти зоны в условиях Донбасса расширяются в кровлю пластов на расстояние до 150-180 м, а в почву – 50-60 м.

Методика, разработанная иностранными фирмами «Amoco Production Company», «Enron», «Keln» и др., рассчитана на добычу газа как самостоятельного полезного ископаемого из угольных пластов, которые не вовлекались в эксплуатацию. При этом объектами добычи являются не шахты, а детально разведанные площади, источником – газоносный уголь, а не углевмещающие породы и пласты-спутники. Добыча газа из угля осуществляется с помощью скважин, которые пробурены с поверхности, интенсификация газоотдачи осуществляется ме-

тодом гидроразрыва угольных пластов.

Этот метод можно назвать безшахтным в отличие от первого – шахтного.

Особенно перспективным направлением в развитии технологии добычи метана является метод извлечения свободных углеводородных газов из природных ловушек с помощью вертикальных скважин, пробуренных с поверхности. Этот метод относится к безшахтному и традиционному газопромысловому способу добычи метана.

В данном случае объектом добычи чаще всего являются горизонты песчаников с хорошими коллекторскими свойствами. В породах низкой стадии катагенеза – коллекторы гранулярного типа, высоких стадий – порово-трещинный и трещинный. В случаях близкого залегания к разрабатываемым угольным пластам подобные скопления и газовые ловушки могут быть источниками загазованности горных выработок шахт. В тоже время при значительных запасах газа они могут служить источниками местного газоснабжения.

Таким образом, отложения угольных месторождений Донбасса представляют собой сложный тип коллектора углеводородных газов, добыча которых возможна из трех разных источников:

- угольные пласты разведанных участков, расположенных за пределами шахтного поля. Углеводородные газы представлены, в основном, сорбированной формой, добыча газа осуществляется безшахтным способом с помощью скважин пробуренных с поверхности;
- вмещающие породы с пластами-спутниками кровли и подошвы рабочих пластов, активная дегазация и извлечение газа из которых осуществляется только в процессе добычи угля. Углеводородные газы в пропластках представлены, в основном, сорбированными газами, а в породах – дисперсно-рассеянными, свободными и водорастворенными. Добыча газа осуществляется шахтным способом с помощью системы подземной дегазации;
- мелкие газовые залежи, скопления и ловушки свободного газа. Углеводородные газы находятся здесь в легкоподвижной фазе, которая позволяет добывать газ газопромысловым способом.

Далее подробнее остановимся на способах дегазации и добычи углеводородных газов с помощью скважин пробуренных с поверхности.

Опережающая дегазация при проведении капитальных и подготовительных выработок

Этот способ применяется:

- при ведении выработок по трещиноватым породам;
- на выработках большой длины по метаноносным мощным угольным пластам, при выделении метана в проходническом забое более 3 м^3/мин.

Опережающая дегазация успешно применяется в Польше, где шахты Верхнесилезского бассейна характеризуются высокими выделениями метана, который находится в свободном состоянии в трещиноватых песчаниках и конгломератах, которые залегают непосредственно под насосами.

При проходке горных выработок по трещиноватым породам на шахте «Лупень» (Румыния) дебит метана в забое достигал 22 м^3/мин. Дегазационные скважины были расположены с двух сторон выработки, через 50 м по ее длине. Дебит метана, который каптировался из четырех ниш (20 скважин), составлял 21,5 м^3/мин.

В США на шахтах «Левридж» (общее поступление метана в шахту составляло 340 тыс. м^3/сут.) и «Хемфри» (с общим поступлением метана 300 тыс. м^3/сут.) при проходке квершлагов по трещиноватым породам в зонах геологических нарушений дегазационные ниши проходят с двух сторон квершлага через 50-70 м по его длине. Из каждой ниши бурят 1-2 дегазационные скважины диаметром 100 мм и длиной 80-100 м. Откачка метана под вакуумом $2{,}65\cdot10^4$ Па давала 3-4 м^3/мин из одной ниши (общее количество метана, которое откачивалось с одной выработки, составило 12-15 м^3/мин).

На шахте «Самсоновская» (Донбасс) применение дегазации при проведении полевого штрека в подошве пласта l_3 снизило метановыделение в забой штрека с 2 до 0,2-0,4 м^3/мин, количество каптированного газа составило около 200 м^3/п.м.

Для дегазации пластовых подготовительных выработок в зависимости от величины газоносности пласта угля, по которому проводится выработка, и особенно от степени выбросоопасности пласта, применяют различные способы и схемы искусственного воздействия на массив.

Количество метана, которое получают от дегазации при проведении пластовых подготовительных выработок, сравнительно небольшое и составляет приблизительно 4% от общего объема метана, которое получают дегазационными установками шахт. Это объясняется небольшой мощностью угольных пластов, низкой газоносностью и газопроницаемостью вмещающих пород и локальными скоплениями газа в свободной фазе. Тем не менее, если дегазация будет применяться во всех случаях при встрече выработок с локальными скоплениями свободного газа, а также при проведении полевых выработок в почве или кровле газоносных пластов в пределах зоны влияния выработки, количество каптируемого метана может быть увеличено.

Дегазация угольных пластов с помощью гидроразрыва скважинами, пробуренными с поверхности

Гидроразрыв применяется для опережающей дегазации угольных пластов вне зон скопления свободного газа. При этом способе дегазации с поверхности бурят скважины ниже почвы самого нижнего в угленосной толще пласта на 30-40 м. Гидроразрыв угольных пластов проводят последовательно, начиная с нижнего пласта. Скважины должны располагаться не ближе 300 м от действующих горных выработок. После гидроразрыва скважину закрывают на 3-6 месяцев, а после удаления рабочей жидкости скважину подключают к вакуумному насосу.

Этот способ дегазации, с одной стороны, имеет существенное преимущество, т.к. ведение опережающих работ по дегазации находятся вне связи с горными работами, а с другой стороны – бурение скважин с поверхности при большой глубине разработки угольных пластов и проведение гидроразрыва связано с большими затратами и не всегда целесообразно.

В Донбассе, в связи со значительной плотностью застройки поверхности, сложно заложить скважины в необходимом районе. К тому же эффективность понижения газовыделения скважинами пробуренными с поверхности с применением гидроразрыва окончательно не доказано для Донецкого бассейна. Этот способ дегазации требует дополнительных исследований для оценки необходимости его применения.

Дегазация нарушенных массивов, вмещающих газонасыщенные породы в пределах отработанных шахтных полей

Для повышения эффективности дегазации угленосных толщ и улучшения извлечения метана из действующих выработок разработан и применяется на шахтах Донбасса способ комплексной дегазации подрабатываемых угольных пластов с помощью вертикальных дегазационных скважин.

Данный способ технологически и экономически эффективный при разработке высокометановых угольных пластов на глубинах до 600-700 м от поверхности (при существующей буровой технике). При дальнейшем усовершенствовании буровых работ и снижении в результате этого стоимости 1 п.м. дегазационных скважин этот способ дегазации будет экономически оправданным и при глубинах разработки 1000-1100 м.

Вертикальные дегазационные скважины применяются, когда газовыделение из под- и надработанных пластов в общем газовом балансе участка составляет более 60-70% при абсолютном выделении метана на участке более 10 $м^3$/мин. Однако при использовании их для добычи газа с последующей утилизацией условия применения будут определяться экономической целесообразностью на основе расчетов. Основными параметрами расчетов при дегазации будет: глубина и место заложения дегазационных скважин; ориентация относительно к подготовительным и очистным горным выработкам, которые дегазируются; расстояние между скважинами; диаметр и конструкция обсадных колонн скважин, а также рыночная стоимость добытого газа.

При бурении первой дегазационной скважины необходимо, чтобы она пересекла пласт, который разрабатывается, в верхней $^1/_4$-$^1/_3$ части высоты кровли и вошла на 5-10 м в его почву для создания зумпфа, необходимого для осаждения бурового шлама и выхода воды из скважины.

Расстояние между скважинами зависит от степени газонасыщенности дегазационного массива, т.е. объема запасов метана, который подлежит извлечению, глубины разработки и скорости подвигания очистного забоя и составляет в среднем 100-120 м (от 40 до 250 м). При очень плотных породах скважины не добуривают на 10-30 м до пласта, который разрабатывается, для того, чтобы забой скважины после подработки не попал в зону обрушения отработанных пород.

При применении комплексной дегазации подрабатываемых толщ достигнута наивысшая средняя эффективность снижения выделения метана в горные выработки, при этом величина каптируемого газа достигла 70-90% от общего выделения.

Дегазация угленосных толщ скважинами, пробуренными с поверхности, находит применение практически во всех основных угледобывающих странах мира (США, КНР, Германия, Польша, Чехия и др.).

В Донбассе на шахтах «Хрустальная», «Основная» и «Чайкино-Глубокая» комплексная дегазация с помощью скважин диаметром 93-115 мм и глубиной до 650 м обеспечивает извлечение метана из одной скважины до 7 млн.м^3.

Результаты анализа промышленной добычи шахтного метана в Донбассе, выявили ряд наиболее вероятных проблем, имевших место при ведении дегазационных работ.

Экспертная оценка данных по шахтам Краноармейского угледобывающего района показала, что одной из существенных проблем при попутной добычи шахтного метана может стать образование газовых гидратов. Эта проблема давно существует на предприятиях, ведущих промышленную разработку месторождений природного газа, и решается с переменным успехом.

Вероятность образования газовых гидратов при добыче шахтного метана вполне реальна. Многие компоненты шахтного метана: метан, этан, пропан, изобутан, углекислый газ, азот, обладают схожими физико-химическими свойствами гидратообразования. Все перечисленные компоненты образуют соединения с водой, так называемые газовые гидраты – твёрдые кристаллические вещества (похожие по внешнему виду на спрессованный снег), которые при высоких давлениях существуют при положительных температурах.

По результатам анализа различных технологических схем добычи шахтного метана, дегазации и горно-геологических условий Красноармейского угледобывающего района на примере шахт «Красноармейская-Западная №1», «Краснолиманская», «Белозерская», «Алмазная» и «Добропольская» удалось спрогнозировать ряд технологических участков и диапазон физических условий образования гидратов.

Так, например, при гидроимпульсном воздействии с целью повышения эффективности дегазации, в угольный пласт подается рабочая жидкость (чаще – обычная вода) под давлением в диапазоне 1-8 МПа импульсами с интервалом 0,01-0,1 с, в результате воздействия через образовавшиеся системы трещин в скважину устремляется газ. Вследствие чего, пластовое давление газовой смеси в некоторых случаях достигает 8-10 МПа [4]. Наличие воды или водных растворов газа при таком давлении в скважине делает возможным образование гидратов даже при положительных температурах (рис.). Подобные физические условия существуют и при применении гидроразрыва.

В некоторых случаях, высокое давление газа, вызванное горно-динамическими процессами и обводненностью скважин, может привести к образованию гидратов даже при отсутствии стороннего воздействия.

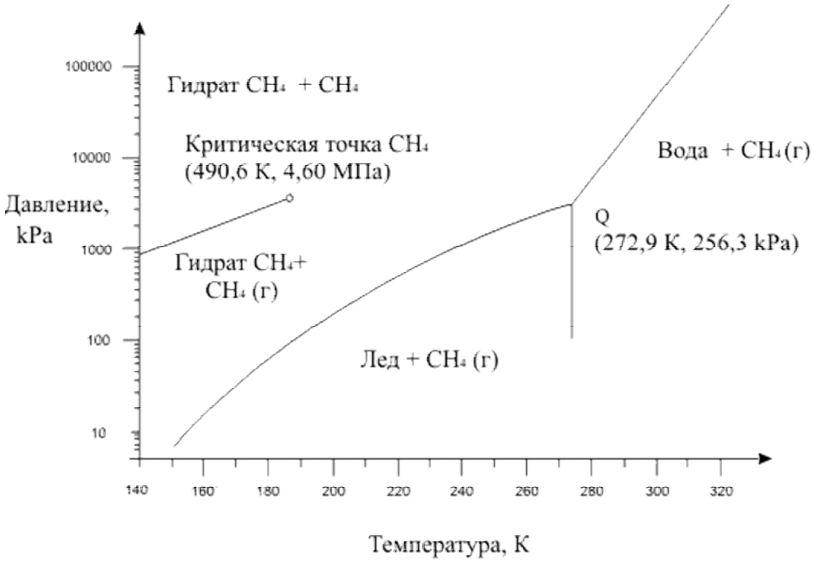


Рис. Условия гидратообразования шахтного метана

В системах добычи газа техногенные гидраты могут образовываться в призабойной зоне и стволе скважины, в шлейфах и внутрипромышленных коллекторах, в системах промышленной и заводской подготовки газа, а также в магистральных газотранспортных системах [5].

Негативное проявление присутствия гидратов газа в системе попутной добычи шахтного метана может проявляться по-разному. «Ледяные пробки», способные образовываться в участковых газопроводах, скважинах, сборных коллекторах и других элементах могут существенно снижать пропускную способность газотранспортной сети, дебит газа из скважин, а в некоторых случаях и полностью отсекать скважины. Подобного рода изменения физических параметров газотранспортной сети существенно снижают производительность и безопасность горных работ, а в некоторых случаях могут привести к аварии.

Большая часть элементов системы промышленной добычи природного газа присутствует и в технологических схемах добычи шахтного метана. Исключением является подземная часть газопровода, в котором газ транспортируется за счет депрессии, создаваемой вакуумным насосом, пониженное давление исключает возможность гидратообразования даже при низких температурах. Данный способ транспортировки может быть рекомендован, как одно из возможных решений проблемы гидратообразования, при попутной добычи шахтного метана.

При промышленной добыче природного газа применяются следующие методы борьбы с гидратами: ингибиторный; термический, и с применением поверхностно активных веществ (ПАВ) и др.

Исходя из анализа приведенных методов, установлены способы адаптации этих методов для решения проблемы гидратообразования при попутной добыче шахтного метана. К ним можно отнести дегидрацию, повышение температуры и снижение давления транспортируемого газа, добавление ингибиторов и ПАВ на наиболее вероятных участках гидратообразования.

Термический метод является одним из основных методов, и заключается в повышении температуры газа выше предела гидратообразования при данном давлении. В последнее время, относительно большие энергозатраты и неравномерность распределения положительного эффекта часто вынуждают отказываться от него. Однако при попутной добыче шахтного метана в подземных условиях, где изменение температуры внешней среды предельно прогнозируемы и возможно использование энергии технологических потерь (отвод тепла от работающего электрооборудования, рудничной атмосферы, массива пород и т.п.) этот метод может оказаться вполне приемлемым.

Вероятны случаи, когда применение термического метода технически не возможно – например, при формировании ледяной пробки в устье скважины. В таком случае целесообразно применять ингибиторные методы или метод борьбы с гидратами с применением ПАВ.

Ингибиторные методы борьбы с гидратами заключается в использовании растворов неэлектролитов, низших алифатических спиртов и гликолей, которые в свою очередь вызывают резкое увеличение индукционного периода гидратообразования (главным образом, это низкомолекулярные водорастворимые полимерные композиции).

Что касается третьего метода, то применение ПАВ обеспечивает многофазный транспорт углеводородных систем в режиме гидратообразования без отложения гидратов в промысловых коммуникациях.

Перспективным направлением, при попутной добычи метана в условия Донецкого угольного бассейна, будет формирование технологических схем, с учетом возможности образования гидратов. Первичными методами решения проблем гидратообразования в действующих технологических системах будут элементы, осуществляющие простейшую осушку на выходе газа из скважин, применение более сложных дегидрационных устройств на магистральных участках газопроводов, добавление ингибиторов и ПАВ на участках вероятного гидратообрзования.

Стратегическими методами борьбы с гидратами, при попутной добычи шахтного метана, станут результаты исследований причин гидратообразования, которые будут применяться при проектировании технологических схем. Внедрение технологий, позволяющих повысить качественный состав добываемого шахтного метана, станет одним из прогрессивных энергосберегающих способов ликвидации гитратообразования при транспортировке и последующей переработке добытого газа.

Список литературы

1. Карп И.Н. О шахтном метане // Экотехнологии и ресурсосбережение, 1993. – №6. – С. 5-7.

2. Булат А.Ф. Создание индустрии шахтного метана в топливно-энергетическом комплексе Украины. – Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. пр. – Дніпропетровськ, 1998. – Вип. №10. – С. 3-12.

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

4. Нетрадиционные способы предотвращения выбросов и добычи угля / Софийский К.К. и др. – М.: Недра, 1994. – 192 с.

5. Истомин В.А., Якушев В.С. Газовые гидраты в природных условиях. – М.: Недра, 1992. – 236 с.

6. Павлов С.Д. Шляхи освоєння газів вугільних родовищ. Монографія. – Х.: Вид-во «Колорит», 2005. – 336 с.

УДК 622.412.13

© В.И. Голинько,
А.К. Котляров

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СРЕДСТВ КОНТРОЛЯ ВЫСОКИХ КОНЦЕНТРАЦИЙ МЕТАНА

Обґрунтовано схему включення однокамерного термокондуктометричного датчика метану з неоднаковими електротепловими параметрами чутливих елементів. Наведено результати досліджень цього датчика при живленні вимірювального моста від джерела стабільної напруги.

Обоснована схема включения однокамерного термокондуктометрического датчика метана с неодинаковыми электротепловыми параметрами чувствительных элементов. Приведены результаты исследований этого датчика при питании измерительного моста от источника стабильного напряжения.

The chart of including of single-lift lock termokonduktometric sensor of methane is grounded with the different electro-thermal parameters of pickoffs. The results of researches of this sensor are resulted at the feed of measuring bridge from the source of stable tension.

Среди стационарных автоматических средств контроля метана в газовых смесях, отсасываемых дегазационными установками, наибольшее распространение получили кондуктометрические газоанализаторы. Термокондуктометрические датчики, наиболее часто применяемые в практике газового анализа, обычно содержат газопроницаемую рабочую камеру и герметизированную сравнительную камеру с эталонным газом, в которых установлены идентичные термоэлементы, включенные в мостовые измерительные схемы [1, 2]. При применении этих датчиков часто возникают проблемы, связанные с обеспечением надежной герметизации сравнительной камеры и длительными переходными процессами, обусловленными колебаниями температуры газовой среды. Кроме того, при питании от источников стабильного напряжения сравнительный элемент в таких датчиках обеспечивает только температурную компенсацию измерительного моста. Известны решения по использованию неизолированных от окружающей среды сравнительных элементов с существенно отличающимися температурными режимами рабочего и сравнительного элементов [3, 4]. В работе [5] теоретически показано, что применение однокамерного термокондуктометрического датчика с неодинаковыми электротепловыми параметрами чувствительных элементов позволяет упростить конструкцию датчика анализатора, исключить длительные переходные процессы, возникающие при изменении температуры газовой смеси и исключает недостатки двухкамерных анализаторов, связанные с нарушениями герметичности сравнительной камеры. Однако для окончательного выбора параметров термоэлементов и режимов работы измерительного моста необходимо проведение исследований различных вариантов выполнения однокамерного термокондуктометрического датчика, что и является целью настоящей публикации.

Температурная компенсация измерительного моста термокондуктометрического датчика с неодинаковыми электротепловыми параметрами чувствительных элементов при стабильном токе через элементы обеспечивается при равенстве начального сопротивления рабочего и сравнительного элементов [5]

$$R_{0p} = R_{0c}, \qquad (1)$$

где R_{0p}, R_{0c} – соответственно сопротивление рабочего и сравнительного элементов при 0ºС, Ом.

В реальных датчиках обеспечить строгое выполнение условия (1) весьма сложно, поэтому для снижения температурного дрейфа нуля мостовой схемы целесообразно осуществлять ее дополнительную балансировку [6]. Кроме того, при питании термокондуктометрического датчика от источника стабильного тока снижается чувствительность мостовой измерите-

льной схемы [7]. Это в совокупности лишает преимуществ рассмотренный режим работы измерительной схемы перед традиционным – питанием моста от источника стабильного напряжения.

Рассмотрим условия обеспечения термокомпенсации моста при питании его от источника стабильного напряжения. В отсутствие дополнительного разогрева от источника электрического тока зависимость сопротивления платинового терморезистора от температуры обычно представляют в виде

$$R_э = R_{0э}(1 + \beta t_г), \tag{2}$$

где $R_{0э}$ – сопротивление элемента при температуре 0 ^{0}C, Ом;

β – температурный коэффициент платины, 1/^{0}C;

$t_г$ – температура газа, ^{0}C.

При наличии дополнительного разогрева от источника электрического напряжения, выражение (2) приобретает вид

$$R_э = R_{0э}(1 + \beta t_э),$$

где $t_э$ – температура элемента, ^{0}C.

Температура термоэлемента в общем случае зависит от температуры окружающей среды, геометрических и электрических параметров элемента, условий теплообмена и величины тока, протекающего через элемент. Теоретическая зависимость, описывающая зависимость температуры элемента $t_э$ от указанных параметров, имеет вид [8]

$$t_э = t_г + b_э I_э^2, \tag{3}$$

где $b_э$ – терморезистивный коэффициент термоэлемента, ^{0}C/A^2;

$I_э$ – ток через термоэлемент, А.

Терморезистивный коэффициент определяет взаимосвязь электрических, тепловых и геометрических характеристик элемента

$$b_э = \frac{R_э}{\alpha_э F_э}, \tag{4}$$

где $F_э$ – площадь поверхности элемента, м^2;

$\alpha_э$ – суммарный коэффициент теплоотдачи элемента при температуре его разогрева, Вт/(м^2 ^{0}C).

С учетом выражений (2) и (4), а также зависимости величины тока от напряжения, выражение (3) моно представить следующим образом

$$\frac{R_э}{R_{0э}\beta} - \frac{1}{\beta} = t_г + \frac{U_э^2}{\alpha_э F_э R_э}, \tag{5}$$

где $U_э$ – напряжение на термоэлементе, В.

Решение уравнения (5) относительно величины сопротивления имеет вид

$$R_э = \frac{R_{0э}}{2}\left(1 + \beta t_г + \sqrt{(1 + \beta t_г)^2 + \frac{4U_э^2\beta}{\alpha_э F_э R_{0э}}}\right). \tag{6}$$

Продифференцировав (6) по $t_г$ получим

$$\frac{\partial R_э}{\partial t_г} = \frac{R_{0э}\beta}{2} + \frac{R_{0э}\beta(1 + \beta t_г)/2}{\sqrt{(1 + \beta t_г)^2 + \frac{4U_э^2\beta}{\alpha_э F_э R_{0э}}}}. \tag{7}$$

При $U_э = 0$ выражение (7) примет значение, которое можно получить дифференцированием выражения (2)

$$\frac{\partial R_э}{\partial t_г} = R_{0э}\beta. \tag{8}$$

С увеличением напряжения, приложенного к элементу, и, следовательно, температуры разогрева элемента от внешнего источника второе слагаемое в правой части выражения (7) стремиться к нулю и в этом случае будем иметь

$$\frac{\partial R_э}{\partial t_г} = \frac{R_{0э}\beta}{2}. \tag{9}$$

Таким образом, при питании измерительного моста с неодинаковыми электротепловыми параметрами элементов от источника стабильного напряжения, изменение температуры среды на величину Δt приведет изменению сопротивления менее нагретого сравнительного элемента на большую величину, чем рабочего. Из этого следует, что в этом случае, при равенстве начального сопротивления рабочего и сравнительного элемента (1) температурная стабильность моста не обеспечивается. Такую стабильность можно обеспечить путем включения параллельно сравнительному термоэлементу с меньшей температурой разогрева резистора и подбора его величины. Учитывая то, что величина напряжения на сравнительном элементе в этом случае будет существенно меньше величины напряжения на рабочем элементе, для симметрирования моста целесообразно введение дополнительного сопротивления в ветвь со сравнительным элементом.

Схема измерительного моста с однокамерным термокондуктометрическим датчиком, термоэлементы которого имеют одинаковое начальное сопротивление, но существенно отличаются по размерам, приведена на рис. 1.

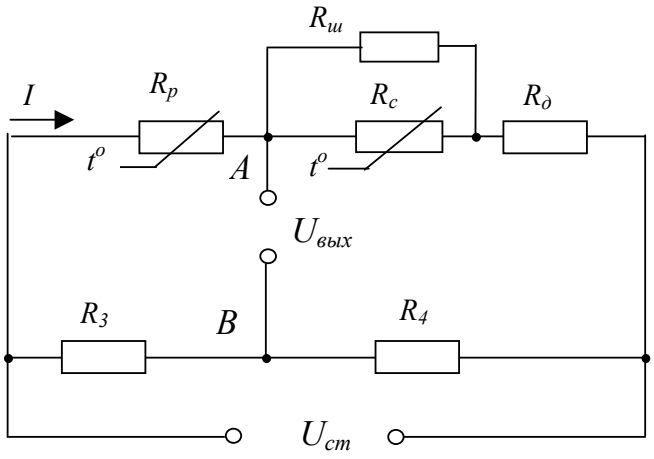


Рис. 1. Схема моста с однокамерным термокондуктометрическим датчиком: $R_р$, $R_с$ – термоэлементы; $R_д$ – дополнительный резистор; $R_ш$ – шунтирующий резистор; R_3, R_4 – балластные резисторы

В лабораторных условиях были проведены исследования однокамерного термокаталитического датчика с неодинаковыми электротепловыми параметрами чувствительных элементов включенного по схеме, приведенной на рис. 1. Датчик состоит из рабочего и сравнительного термоэлементов, расположенных в одной камере внутри пористого металлокерамического газодиффузионного фильтра, разделенных между собой слюдяной перегородкой. В качестве чувствительных элементов использованы термоэлементы в виде миниатюрных спиралей, изготовленные из платиновой микропроволоки диаметром 30 мкм и помещенные внутрь бусинок из диэлектрика разного размера, причем площадь поверхности сравнительного элемента примерно в 15 раз превышала площадь поверхности рабочего элемента.

Сопротивление элементов при температуре 0 составляло $R_{0э} = 2{,}2$ Ом.

Питание моста осуществлялось от маломощного регулируемого стабилизатора напряжения в интегральном исполнении с малыми потерями типа LT1761 напряжением 1,24 В. При возможных в шахтных условиях изменениях температуры в диапазоне ±15 ºС, уход выходного напряжения стабилизатора от его номинального значения не превышает ±1 мВ.

При отсутствии шунтирующего сравнительный элемент резистора величина сопротивления дополнительного резистора, при которой обеспечивается симметрирование моста, составляет $R_д = 1{,}5$ Ом. Величина тока через термоэлементы при температуре газа 20 ºС в этом случае составила $I_э = 149$ мА, а напряжения на рабочем и сравнительном элементах соответственно 620 и 411 мВ. Изменение температуры анализируемой среды от номинальной на ±15 ºС приводило в этом случае к смещению нуля моста на ±0,7 мВ. Это подтверждает ранее сделанный вывод о том, что при питании моста от источника стабильного напряжения равенство начального сопротивления рабочего и сравнительного элементов, отличающихся температурными режимами, не обеспечивает температурную стабильность моста.

Шунтирование сравнительного элемента сопротивлением 10 Ом уменьшило указанное смещение нуля практически на 50%. Экспериментальным путем для исследуемого датчика были подобраны величины дополнительного и шунтирующего резисторов, обеспечивающие симметрию моста и исключающие смещение нуля от изменения температуры среды. Они составили $R_ш = 4{,}4$ Ом и $R_д = 2{,}5$ Ом. Напряжения на рабочем и сравнительном элементах в этом случае соответственно равны 620 и 248 мВ при токах $I_{эр} = 149$ мА и $I_{эс} = 93$ мА. При таких режимах работы расчетные значения температур элементов составляют $t_{эр} = 223$ ºС и $t_{эс} = 53$ ºС.

Лабораторные исследования показали, что при указанных параметрах датчика после подбора величины дополнительного и шунтирующего резисторов уход нуля измерительного моста при изменениях температуры в диапазоне ±15 ºС не превышает ±0,004 мВ. При изменении величины напряжения питания на ±10 мВ, ноль измерительного моста смещается на ±0,8 мВ. Это подтверждает справедливость вывода о том, что симметричный термически сбалансированный мост с различными температурными режимами элементов не обеспечивает высокой стабильности нуля при изменении режимов его питания [5]. При питании моста, от указанного ранее стабилизатора, обеспечивающего при стабильной величине нагрузки постоянство напряжения с точностью ±1 мВ, смещение нуля измерительного моста не превышают ±0,1 мВ, что не приводит к заметным погрешностям измерения концентрации метана.

Чувствительность разработанного однокамерного датчика к метану в начале диапазона составляет 0,4 мВ/% об. Характер зависимости выходного напряжения моста от концентрации метана приведен на рис. 2.

Как и при применении двухкамерных датчиков с изолированным сравнительным элементом, выходная характеристика неуравновешенного моста с однокамерным датчиком, является нелинейной. Поэтому в анализаторах метана с цифровой индикацией для исключения погрешности измерения, обусловленной этой нелинейностью, при применении измерительных преобразователей на аналоговых интегральных схемах требуется введение дополнительных узлов, обеспечивающих линейность шкалы. Целесообразно также проведение исследований предложенного однокамерного датчика при других режимах питания измерительного моста, в частности со стабилизацией напряжения на рабочем элементе [7], который обеспечивает большую чувствительность и линейность измерительного моста.

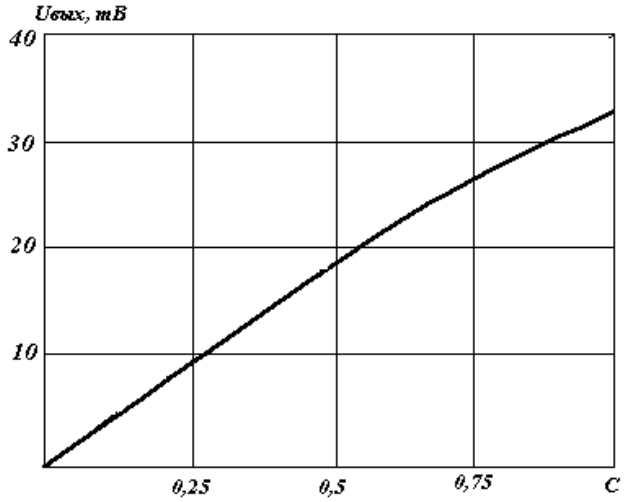


Рис. 2. Зависимость выходного напряжения моста от концентрации метана

Подводя итоги выполненных исследований можно сделать следующие **выводы.**

При применении однокамерного термокондуктометрического датчика с неодинаковыми электротепловыми параметрами чувствительных элементов и питании измерительного моста от источника стабильного напряжения равенство начальных сопротивлений элементов не обеспечивает температурную стабильность нуля. При колебаниях температуры среды, величина изменения сопротивления менее нагретого сравнительного элемента в этом случае больше чем рабочего. Стабильность нуля моста в этом случае обеспечивается путем включения параллельно сравнительному термоэлементу шунтирующего резистора с последующим подбором его величины.

Предложенная схема измерительного моста с однокамерным термокондуктометрическим датчиком при питании от источника стабильного напряжения обеспечивает высокую температурную стабильность моста при достаточной его чувствительности к метану, что позволяет рекомендовать ее для конструирования анализаторов метана для дегазационных трубопроводов. Применение такой схемы включения позволяет на основе однокамерного термокондуктометрического датчика с неодинаковыми электротепловыми параметрами чувствительных элементов создать анализаторы метана, лишенные недостатков, характерных выпускаемым анализаторам с двухкамерными термокондуктометрическими датчиками.

Список литературы

1. Карпов Е.Ф., Рязанов А.В. Автоматизация и контроль дегазационных систем. – М.: Недра, 1983. – 162 с.

2. Система мониторинга параметров рудничной атмосферы SMP-NT. – Катовице: Центр электрификации и автоматизации горнодобывающей промышленности «EMAG», 2001. – 8 с.

3. Патент України 13933А. Термокондуктометричний датчик / В.О. Бойко, В.Є. Фрундін, В.В. Ісаєв та ін. // Опубл. 25.04.97 г. – Бюл. №2.

4. Фрундин В.Е. Однокамерный термокондуктометрический датчик // Сб. науч. тр. /НГА Украины, 1999. – №5. – С. 168-171.

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

6. Голинько В.И., Белоножко В.В. Совершенствование термокаталитических средств контроля содержания метана / Гірнича електромеханіка та автоматика: Наук. техн. зб. – 2003. – Вип. 70. – С. 92-100.

7. Котляров А.К. Обоснование режимов работы мостовых измерительных схем термокондуктометрических анализаторов метана // Науковий вісник НГУ, 2006. – №11. – С. 62-65.

8. Голинько В.И., Котляров А.К., Белоножко В.В. Контроль взрывоопасности горных выработок шахт. – Днепропетровск: Наука и образование, 2004. – 207 с.

УДК 622:658.152 © В.Н.Окалелов

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНО-СТОИМОСТНОГО АНАЛИЗА ДЛЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СЕТЕЙ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Викладено практичний досвід використання функціонально-вартісного аналізу для вдосконалення мережі гірничих виробок діючої шахти.

Изложен практический опыт использования функционально-стоимостного анализа для усовершенствования сети горных выработок действующей шахты.

Practical experience of using the functional-evaluation analysis for improving the net of mine works of the operating mine is given.

Разработка программ развития горных работ предусматривает анализ сетей горных выработок с целью сокращения их общей протяжности и, как следствие, повышения надежности проветривания шахты, упрощения схемы подземного транспорта, электроснабжения, пневмоснабжения и т.д. Кроме этого весьма важным является высвобождение материальных ресурсов с целью их повторного использования.

С учетом изложенного модернизация сети горных выработок (СГВ) направлена на получение существенного экономического эффекта за счет снижения затрат на функционирование основных технологических звеньев, что особенно важно в связи со значительным ростом стоимости оборудования, материалов, электроэнергии и т.п. Отсюда следует, что сам анализ должен проводиться детально и обеспечивать нахождение наилучших технических решений на заданном этапе развития шахты.

Анализ известных методов решения данной задачи [1-3] показывает, что одни из них чрезмерно формализованы и сложны, другие, обладая большей простотой отличаются высокой степенью субъективизма в принятии решений. При этом ни один из этих методов не гарантирует нахождение действительно наилучших вариантов развития сети горных выработок.

Анализ методов модернизации технических систем, применяющихся в других областях знаний, показал, что наиболее приемлемым для решения поставленной задачи является функционально-стоимостный анализ (ФСА) [4]. Реализация данного метода требует разработки критериев оценки качества функционирования отдельных элементов техничной системы и концентрации затрат на выполнение соответствующих функций. Данные критерии представлены в работе [5]. Они характеризуют степень загруженности выработок выполнением различных технологических функций, а так же состояние самих выработок. Отношение затрат на выполнение функций к величине загруженности ими выработок отражает концентрацию затрат.

Сведения об этих показателях, полученные по каждой выработке, позволяют выявить не загруженные или слабо загруженные выработки, а так же выработки с высокой концентрацией затрат. Первые включаются в группу выработок, подлежащих списанию и погашению, а вторые – группу, для которой необходимо находить решения по снижению концентрации затрат. Достижение этой цели возможно как за счет повышения степени загрузки выработок, так и снижения уровня затрат.

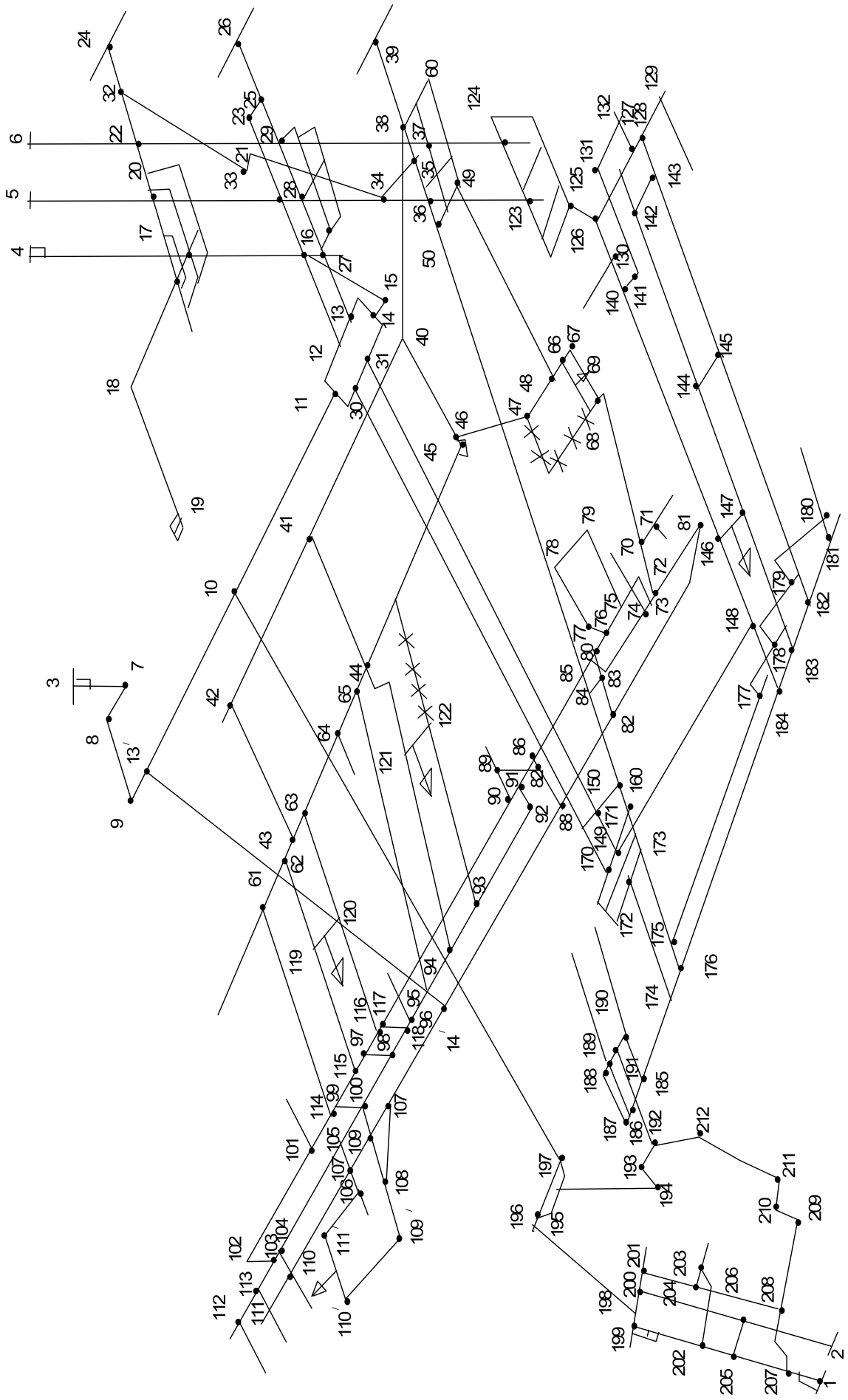


Рис. 1. Сеть горных выработок ш. Украина

Таблица 1

Матрица стыковочных узлов горных выработок

Порядковый номер стыковочного узла, i	Порядковый номер стыковочного узла, i																
	1	2	…	6	7	8	9	10	11	12	…	207	208	209	210	211	212
1											…	110					
2											…						
3					270						…						
4											…						
5											…						
6											…						
7						200					…						
8							200				…						
9								120			…						
10									1390		…						
11										150	…						
12											…						
…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…
207											…		100				
208											…			350			
209											…				200		
210											…					120	
211											…						800
212											…						

Степень загруженности выработок может быть повышена за счет перераспределения функций между выработками, а величина затрат может быть снижена за счет перехода на более экономические варианты реализации функций. Для решения вопроса о перераспределении функций необходимо выявить параллельные маршруты выработок с дублирующими функциями.

Предложенная выше методика модернизации СГВ была впервые опробована в 1991 г. на шахте Украина ПО «Луганскуголь». На рис. 1 показана схема СГВ по состоянию на начало 1991 г. Общая протяженность поддерживаемых выработок составила 76742 м.

На схеме цифрами отмечены стыковочные узлы горных выработок. Они представлены в виде матрицы, фрагмент которой показан в табл. 1. В ней на пересечении смежных узлов указаны расстояния между ними в метрах, что позволяет быстро определять длины любых маршрутов.

После составления матрицы стыковочных узлов была составлена таблица, в которой были отражены коды горных выработок с указанием коэффициентов их загруженности технологическими функциями и состояния. Ее фрагмент показан в табл. 2.

Таблица 2

Коэффициенты загруженности и состояния горных выработок

Цифровой код выработки	Коды технологических функций*														Коэффициент состояния выработки
	f_{311}	f_{312}	F_{34}	F_{35}	f_{361}	f_{362}	f_{371}	f_{372}	f_{373}	f_{374}	F_{38}	f_{391}	f_{392}	F_{33}	k_c
1-207-205-202-199	0,1						0,11								0,66
2-206-200			0,1						0,05						0,77
3-7		1							0,43						
4-17-16-27				0,43					0,6		1			0,58	
5-20-28-34-36-128			0,35	0,31		0,5	0,38						0,86		
6-22-29-37-124				0,53		1	0,75				1		0,53		
…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…
207-208									0,01						
208-209									0,3						
209-210									0,3						
210-211									0,3						
211-212			0,17	0,2					0,1						
212-192				0,2					0,3						

*расшифровка кодов представлена в работе [6].

При составлении табл. 2 учитывают ситуации, когда одна и та же выработка на разных участках выполняет разные функции, например, подача подсвежающей струи воздуха и отведение исходящей. В этом случае указываются отдельно коды этой выработки для каждого ее участка.

Для определения показателя концентрации затрат на выполнение технологических функций каждой выработки были определены соответствующие общешахтные затраты, представленные в табл. 3.

Таблица 3

Общешахтные затраты по основным технологическим функциям

Наименование функций	Длина выработок, связанных с определенным видом затрат и функций, м	Величина затрат по функциям, руб.
Транспортирование угля конвейером	13611	172450
Локомотивная откатка	29931	1906600
Одноконцевая откатка	13625	297000
Водоотлив	23625	413400
Электроснабжение	66347	1313700
Пневмоснабжение	56336	602800
Проветривание	76742	184180

Отдельно были рассчитаны затраты на подъем по стволам №3, 5 и 8, которые составили по стволу №5 – 5440000 руб., стволу №3 – 7310000 руб., стволу №8 – 3130000 руб.

По данным табл. 3 были определены удельные затраты по каждой функции, приходящиеся на 1 м выработки. Это позволило в дальнейшем распределить общешахтные расходы на выполнение технологических функций по каждой выработке.

Результаты выполненных расчетов представлены в табличной форме. Фрагмент такой таблицы представлен ниже (табл. 4).

При составлении таблицы 4 не учитываются выработки, не несущие каких-либо необходимых функций. Их перечень устанавливается по данным табл. 2.

После заполнения табл. 4 необходимо построить график распределения средних значений $k_з$. Этот график целесообразно строить для подготавливающих и дополнительных вскрывающих выработок.

Для стволов построение такого графика не имеет смысла из-за часто аномально высоких средних значений концентрации затрат. Для подготовительных выработок распределение $k_з$ не является представительным из-за сравнительно небольшого их числа.

С учетом изложенного был построен график распределения средних величин концентрации затрат по 71-й выработке, представленный на рис. 2. Он описывается экспоненциальным законом. При этом на графике четко выделяются выработки с высокими значениями $k_з$. К ним отнесены: вентиляционный квершлаг восточных лав k_5, северный квершлаг г. 545 м, западный откаточный штрек пл. ℓ', юго-западный откаточный штрек пл. ℓ', коренной западный откаточный штрек пл. k_7^{1B}, западные квершлаги $k_5 - k_6$, западный полевой откаточный штрек k_5.

Указанные выработки имеют концентрацию затрат от 104600 до 333500 руб. Выяснение причин столь высокой концентрации показало, что вентиляционный квершлаг восточных лав k_5, северный квершлаг г. 545 и западный откаточный штрек пл. ℓ' имеют весьма низкие средние коэффициенты загруженности выполнением технологических функций (0,08-0,19). В результате было предложено погасить 220 м северного квершлага г. 545, западный откаточный штрек пл. ℓ' и примыкающий к нему западный уклон пл. ℓ' с ЦПП. Общая длина этих выработок составила 2395 м.

Вентиляционный квершлаг восточных лав k_5 можно более эффективно использовать снизив концентрацию затрат за счет увеличения его загруженности после ввода в работу двух лав и повышения объема добычи из них до нормативного уровня.

Высокая концентрация затрат по остальным выработкам объясняется прежде всего большими затратами на выполнение ими необходимых функций, а так же на поддержание их в нормальном эксплуатационном состоянии. Так, среднегодовые затраты на ремонт юго-

западного откаточного штрека пл. ℓ' составили 33483 руб., а на коренной западный откаточный штрек k_7^{1B} – 79343 руб. При этом средние значения загруженности выработок составили 0,78 и 0,55 соответственно.

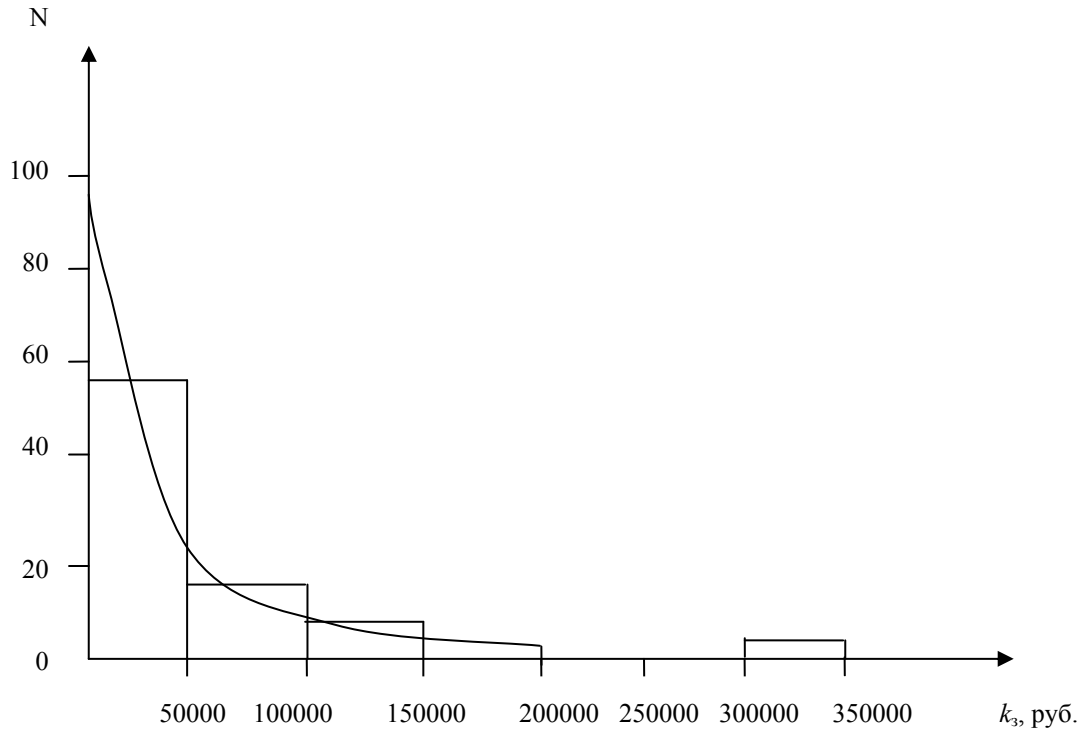


Рис. 2. Гистограмма и закон распределения концентрации затрат по горным выработкам

Западные квершлаги $k_5 - k_6$ и западный полевой откаточный штрек k_5 имели загруженность 0,21 и 0,28 соответственно, что объяснялось отсутствием на момент анализа лав, для обслуживания которых предназначались эти выработки. После ввода новых лав уровень концентрации затрат существенно снижается.

Снижение концентрации затрат на коренном западном откаточном штреке k_7^{1B} возможно в основном за счет отказа от постоянных подрывок почвы и применения эффективных способов предотвращения её пучения. Аналогичное решение следует принять и для юго-западного откаточного штрека ℓ'.

Помимо указанных выработок была проанализирована целесообразность дальнейшей эксплуатации выработок, которые не обеспечивают выполнение каких-либо необходимых функций. Всего было выявлено 8 таких выработок. Все они были признаны нецелесообразными для дальнейшей эксплуатации и рекомендованы для погашения.

Дальнейший анализ СГВ заключался в выявлении параллельных маршрутов, обслуживающих лавы или проходческие забои и установлении возможности перераспределения между ними выполняемых функций.

Указанные маршруты выявляются с помощью матрицы стыковочных узлов. В качестве примера на рис. 3 показан график возможных маршрутов от 3-бис восточной лавы пл. k_7^{1B} к устьям стволов.

Таблица 4

Показатели концентрации затрат на выполнение технологических функций горными выработками

Цифровой код выработки	Коды технологических функций														Затраты на ремонт выработки, руб.	Среднее значение концентрации затрат, $k_з$, руб
	f_{311}	f_{312}	F_{34}	F_{35}	f_{361}	f_{362}	f_{371}	f_{372}	f_{373}	f_{374}	F_{38}	f_{391}	f_{392}	F_{33}		
1-207-205-202-199	54545						20000								9955	29876
2-206-200			228000						50000						8332	95444
3-7									3720							3720
4-17-16-27				19720					2500		4600			9316344		2334290
5-20-28-34-36-128			8500000	46450		8400000	4474						8256			3400000
6-22-29-37-124				27170		3130000	2270				1600		4500			633108
…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…	…
207-208									20000							20000
208-209									333							333
209-210									1600							6600
210-211									1600							1600
211-212			108350	79000					19150							69000
212-192				17000					3000							10000

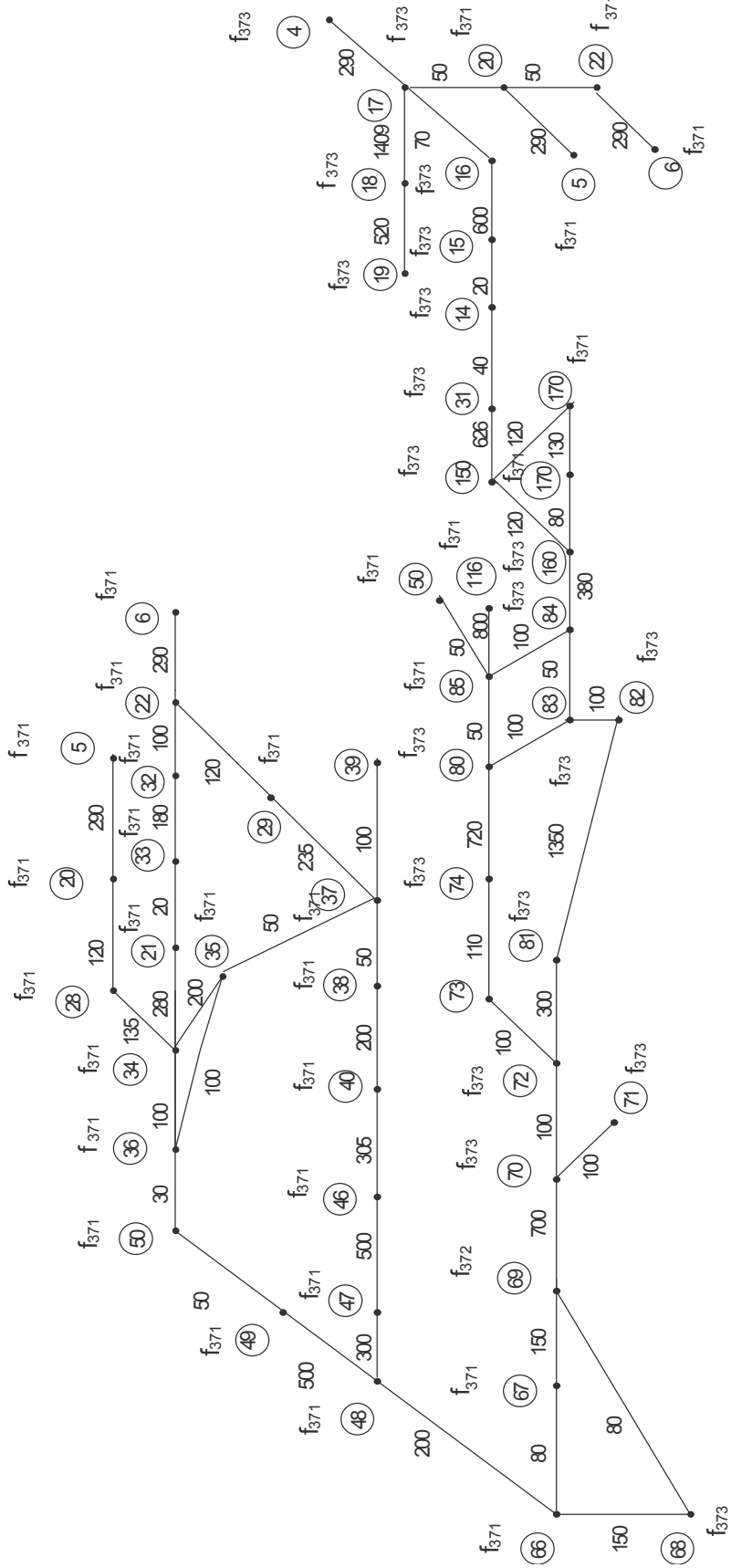


Рис. 3. График возможных маршрутов от 3 – бис восточной лавы п.л.$k^{1B}{}_{7}$

Его анализ показывает, что среди возможных маршрутов имеются пять параллельных: 36-34-35, 36-35; 48-49-50-36-34-35-37, 48-47-46-40-38-37; 34-21-33-32-22, 34-35-37-29-22; 72-73-74-80-83; 72-81-82-83; 80-85-84,83-84.

В маршруте 48-49-50-36-34-35-37 целесообразно исключить из рассмотрения ветвь 36-34-35 и оставить параллельную её ветвь 36-35 имеющую протяженность 100 м вместо 300 м. Тогда получим более простой маршрут 48-49-50-36-35-37. Сравним его с маршрутом 48-47-46-40-38-37. Протяженность первого составляет 730 м, а второго 1355, т.е. почти в два раза больше.

Анализ функций, выполняемых выработками данных маршрутов и степень их загруженности показал, что входящие в них выработки 48-49 и 47-46 выполняют следующие функции: выработка 48-49 – функции f_{312}, f_{371}, F_{34} и F_{35}; выработка 47-46 – функции f_{311}, f_{371}, f_{391} и F_{38}. Если учесть, что загруженность этих выработок по функции f_{371}, (подача свежей струи воздуха) составляет 0,65 и 0,3 соответственно и передать выработке 48-49 недостающие функции F_{38}, f_{311} и f_{391}, то выработку 47-46 можно погасить.

Тогда оставшийся маршрут будет обеспечивать выполнение функций f_{311}, F_{38} и f_{391} с меньшими затратами, так как его протяженность почти в два раза меньше чем у маршрута 48-47-46-40-38-37.

Аналогичным образом были проанализированы и маршруты от других лав. В итоге выполнения всех этапов анализа СГВ шахты Украина, было предложено погасить в течение 7-8 лет 45 выработок общей протяженностью 13900 м. Из них к 1995 году было погашено 25 выработок общей протяженностью 6581 м.

В случае полной реализации предложенных рекомендаций по погашению выработок ожидаемый экономический эффект в ценах 1991 года составил 2 600 000 руб.

Список литературы

1. Нормативы удельной протяженности поддерживаемых горных выработок. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1984. – 25 с.

2. Захаров Е.П., Манжула С.А., Неженцев В.П. Приоритетные направления развития систем шахт. – Киев: Техніка, 1990. – 160 с.

3. Методические положения формирования и экономической оценки шахтовариантов с помощью математического моделирования. – М.: ЦНИЭИуголь, 1984. – 44 с.

4. Моисеева Н.К., Карпунин Н.Г. Основы теории и практики функционально-стоимостного анализа.– М.: Высшая школа, 1988. – 220 с.

5. Окалєлов В.М. Функціонально-структурна оптимізація мереж гірничих виробок на діючих шахтах // Відомості академії гірничих наук України. – 1997. – №8. – С. 74-75.

6. Окалелов В.Н. Функционально-стоимостное проектирование сети горных выработок // Известия вузов. Горный журнал. – 1992. – №2. – С. 54-59

AN IT SYSTEM OF COAL LOADING, DISPATCH AND SALES SUPERVISION

Piotr Matkowski

COIG S.A., Katowice

SUMMARY

The article presents the characteristics of the coal loading, dispatch and sales supervision System – its functions, links to other sales modules, the equipment used and the electronic documents flow.

KEY TERMS

Loading process supervision, electronic documents, bar codes, safety team, entrance and exit gates, electronic scales, optical barriers, digital cameras, contextual sequences of digital photographs, barriers, entrance, exit and navigation lights, visualisation of customer services stages.

1. INTRODUCTION

The bulk sales supervision system is an IT solution supporting the sales modules of any ERP (*Enterprise Resource Planning*) system aiding enterprise management.

Communication between the supervision system and ERP system (exchange of electronic documents) is managed via an ODBC interface, web service component or SOA data bus.

At present, all the mines of Kompania Węglowa, Katowicki Holding Węglowy and Jastrzębska Spółka Węglowa use the IT system ZBYT WĘGLA developed by Centralny Ośrodek Informatyki Górnictwa S.A. The system manages the overall issues related to coal dispatch and sales. The bulk sales modules aiding the service of the customers receiving hard coal with their own vehicle is a vital component of the system. The cases of coal theft taking place in the past made it necessary to establish additional IT protection measures for coal loading and dispatch supervision. Unauthorised access and exit from the mine has been prevented by issuing pass cards and load orders with bar codes making it easier to identify a customer at individual service stages. Service flow has been improved, therefore, and it is possible to control vehicle traffic effectively. A barrier can be opened after reading out an active code from a pass card by the industrial guard team. The cameras situated at the gates and scales trigger the recording of contextual digital photos. The cameras may also be used for a closed-circuit TV system. Additional protection includes a vehicle positioning mechanism at the scales using optical barriers and light signals. Each vehicles is subject to the tare weight inspection procedure (in relation to the lowest weight registered by the system) and the scales driving off procedure. The results of electronic scales measurements are sent directly to the ZBYT WĘGLA system without a possibility of the operator's interference. Exit from the mine site (raising the access gate barriers) is done after reading bar codes from all the necessary documents.

2. SUPERVISION SYSTEM FUNCTIONALITIES:

- Gate Module
- Scales Module
- Photo Guard Module

2.1 GATE MODULE

The module is controlling and recording vehicle traffic through the access and exit gates.

A driver, in accordance with the Sale Regulations, approaches the Customer Service Office where his details are registered and the rights to receive the goods are checked (in the ERP system sales modules). The Gate module receives an electronic access permit according to which a pass card is issued with bar code allowing to identify the driver and his vehicles at all other service stages. The registered customer is granted an "awaiting access" status.

The access registration process takes place by choosing a vehicle from a list and approving access or is done by a bar code reader. Either way, the barrier is raised automatically and the digital photos recording process begins. If a vehicle enters the mine site without registration by a security guard, the scales operators are unable to weigh such vehicle. If such vehicle is chosen for weighing, an unregistered access message pops up. Note that the system enables to let in vehicles to the mine site according to the order of registration at the Customer Service Office for specific goods and depending on the quantity of goods currently on stock. In addition, the mine's sales department may continuously monitor the number of vehicles waiting for given goods.

Once the vehicle is registered, it disappears from the list of vehicles awaiting access. Such details as date, time, name of the guard letting in the vehicle to the mine site are recorded in the database.

Once the documents are issued at the Customer Service Office, the vehicle appears on the list of the vehicles awaiting access to the site.

By choosing a vehicle from the list or reading the code from the pass card, the guard is informed on the set of the necessary documents the driver should have to enter the mine site (invoice / invoices, payment confirmation, shipping documents, etc.).

If the Customer Service Office has not issued all the documents and the driver attempts to leave the mine site, a gate application will automatically block the registration of such vehicle.

Exit is registered the same way as access by choosing a driver from the "awaiting exit" list or by reading bar code.

The application enables to observe continuously the guards' work status and the logical situation at the site.

The software can record images from maximum 4 cameras and control two barriers per one station.

Image is recorded as photos and saved in the database.

A group of photos is assigned to each access/exit where the access/exit process is seen.

2.2 SCALES MODULE

The task of the module is to manage traffic of vehicles in the area of scales, to position vehicles appropriately at the scales, to automate readings from electronic scales and to record the vehicle tare weight and gross weight results and send them to the sales modules.

User identification consists of, in particular:

– Weighing station No.

– Shift symbol (a, b, c)

– Module user ID (surname or an abbreviation agreed with a system administrator)

Module user password.

The system checks if the answer is correct by matching it with relevant files and permits to start work with the module. If the details provided are incorrect, the module is deactivated and a relevant message pops up. If an incorrect user ID is typed in, the system displays the list of users authorised for this action. If the information given is correct, the programme communicates with the programmes controlling the operation of barriers, signallers and cameras and displays an appropriate message for this.

Vehicle access is observed in the positioning frame which shows the time when the vehicle is interrupting optical barriers and messages are displayed requesting vehicle movement in order to obtain a correct position on the scales.

A driver of the vehicle entering the scales is instructed with navigation lights at the scales. A correct position for vehicle weighing is reached when a red cross appears on the positioning signaller and a "CORRECT POSITION" message is shown at the positioning frame.

The solution provides that vehicle mass must not be measured if the vehicle is outside the scales contour when standing outside the weighing platform with any wheel (interrupted infrared beam).

Two pairs of sensors at the end of the platform have been used for this purpose.

Side sensors do not have to be fitted as the sides of the platform are secured mechanically and the vehicle's inability to drive off the weighing platform with right of left wheels.

Additional sensors at the side of the platform can be mounted if chances are that a vehicle may drive off to the side of the platform.

Once a weighing command is sent by the system, the status of infrared beams is being monitored. If the beams are not interrupted, the measuring value is returned and if any infrared beam is interrupted, the interface returns a weighing error by generating a wrong vehicle positioning message, necessary vehicle position correction and another weighing attempt.

The correct operation of barriers is additionally safeguarded with transmitters mounted in relation to receivers at different heights. Such solution ensures correct operation regardless the vehicle size (an infrared beam cannot be avoided while positioning a vehicle in such a way that it goes under the wheels or above a small vehicle). The scales sensors are protected against tinkering by unauthorised persons. Once the so-called antidiversion sensors are enabled, the scales are blocked and a relevant note is entered into an operating log.

The optical barrier sensors monitoring correct vehicle positioning are fitted at 3/2 inch poles. One set of sensors is comprised of a transmitter and receiver. Each pair of sensors has been mounted at the periphery of the scales platform. 2 pairs of sensors are used for driving-on and driving-off monitoring.

An optical barrier PLC is installed in a dust-tight cabinet on the wall of the scales building. Power supply and serial connection is provided to the cabinet apart from signal cables connecting the controller with the individual sets of optical sensors. The PLC communicates with the system with this link, which allows to inform the Scales module on the current vehicle position.

Signal cables – linking the optical barrier sensors with the optical barrier PLC has been made with outdoor twisted four-pair cable of class five. One cable pair is used for supply distribution; the other pairs are used as signal lines transmitting the logical status of signals from optical barrier sensors to the optical barrier PLC.

If a large-sized vehicle drives onto the platform and it fits on the scales, i.e. the wheels are standing at the weighing platform and the semitrailer is interrupting all the barriers, the system considers vehicle position to be correct.

After correct vehicle position on the weighing platform, the operator may perform a weighing operation and a functionality recording photos from the cameras fitted at the scales is enabled once a result is received from the weighing terminal.

2.3 PHOTO GUARD MODULE - WEB PHOTO BROWSER

The task of the module is to provide access to contextual digital photos taken during customer service to check if sales processes are correct. The module extends the supervision and load inspection area and also streamlines and analyses the entire process starting with a vehicle's access to the site, through tare mass weighing, loading, gross mass weighing to exit at the end. The only condition is that the station establishes connection with a server where the module is installed.

The Photo Guard web module can be used after entering the right web address in a web browser. It should be added that all sessions are managed via encrypted https connection.

The user, after entering the right web address in the browser, enters the Photo Guard site. A "PHOTO GUARD" banner is provided at the top informing that the address entered is correct. The details of the person logged into the system at the moment are displayed below the banner on the right-hand side.

The system employs, in particular, a tool for sequential photo recording allowing to monitor the ongoing customer service stages by attaching photos to the triggering events in a contextual manner. Triggering events can be definite or indefinite. A definite event is, e.g. supervised access to the mine site (registered by the security guards). An indefinite event is, e.g. unauthorised pass through the gate or driving onto the scales.

A flexible module design allows to define a set of events to be shown in photo sequences.

3. CONCLUSIONS

The use of the IT System of Coal Loading, Dispatch and Sales Supervision is ruling out, to large extent, pathological incidents related to customer service. The state-of-art technology is streamlining the dispatch and sales processes by automating maximally communication with the weighing and vehicle traffic management equipment at the mine site.

УДК 622.831.244

© Д.В. Рудаков,
О.Е. Хоменко,
А.Б. Владыко

ПОВТОРНАЯ ОТРАБОТКА ЗАПАСОВ ЮЖНО-БЕЛОЗЕРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Розкрито проблематику повторної розробки запасів, залишених на відпрацьованих горизонтах шахт ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат». Наведені результати досліджень щодо відпрацювання запасів очисних камер в складних гідрогеологічних умовах, надані рекомендації щодо розробки таких запасів.

Раскрыта проблематика повторной отработки запасов, оставленных на отработанных горизонтах шахт ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». Представлены результаты исследований по отработке запасов очистных камер в сложных гидрогеологических условиях, даны рекомендации по отработке таких запасов.

The problems of the re-mining technology to extract ore in mined horizons left in the CAC «Zaporizkii ore mining enterprise» are considered. The results of studies dealing with ore extraction using cleaning rooms under complicated hydro-geological conditions are presented; the recommendations to extract these deposits are given.

Проблемы влияния сложных гидрогеологических условий на эффективность подземной разработки месторождений и связанные с этим аспекты прогнозирования водопритоков в горные выработки в последние десятилетия активно изучались и нашли отражение в ряде работ [1-4]. В то же время прогноз гидродинамического режима в период эксплуатации с целью обоснования технологических решений требует предварительного анализа и адаптации к условиям конкретных месторождений.

Южно-Белозерское месторождение богатых железных руд разрабатывается ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». В последние годы из-за ряда объективных причин на комбинате резко сократились объемы горно-капитальных работ. Это не позволило своевременно вскрыть и подготовить запасы руды на горизонте 940 м взамен погашаемого этажа 640…740 м, что и предопределяло спад производства на ближайшее время. Осложняющими факторами, влияющими на своевременное развитие горно-капитальных работ, является большая глубина, высокий водоприток в горные выработки, эксплуатация выемочной и проходческой техники с отработанным ресурсом, сложная система проветривания и значительные затраты на производство закладочных работ на больших глубинах.

Для ритмичной работы комбината и повышения его производственной мощности было принято решение по вовлечению в отработку временно неактивных запасов на вышележащих горизонтах 400, 480 и 640 м и, в первую очередь, части запасов рудной потолочины выше горизонта 340 м под предохранительным целиком. Возможность отработки этих запасов потребовала анализа гидрогеологических условий месторождения и прогноза изменений гидродинамического режима в ходе проведения горных работ.

Гидрогеологические условия района Белозерских аномалий определяются перекрытием кристаллический массив докембрия толщей песчано-глинистых отложений, в которых со-

держатся 8 водоносных горизонтов [5]. Верхние водоносные горизонты, залегающие в интервале глубин 5…120 м, отделены от водоносных пластов нижнего гидродинамического комплекса мощной толщей слабопроницаемых глин, достигающих 100 м (рис. 1). В результате перетока через водоупор образовалась региональная депрессионная воронка, охватывающая территорию в несколько десятков км^2.

Наиболее водообильным из верхних горизонтов над шахтным полем являются сарматский горизонт, залегающий на глубине 70…80 м, сложенный известняками мощностью до 14 м с высокой проницаемостью – 14…70 м/сут. Однако этот водоносный горизонт не оказывает значительного влияния на обводненность горных выработок, поскольку гидравлически слабо связан с пластами нижнего комплекса.

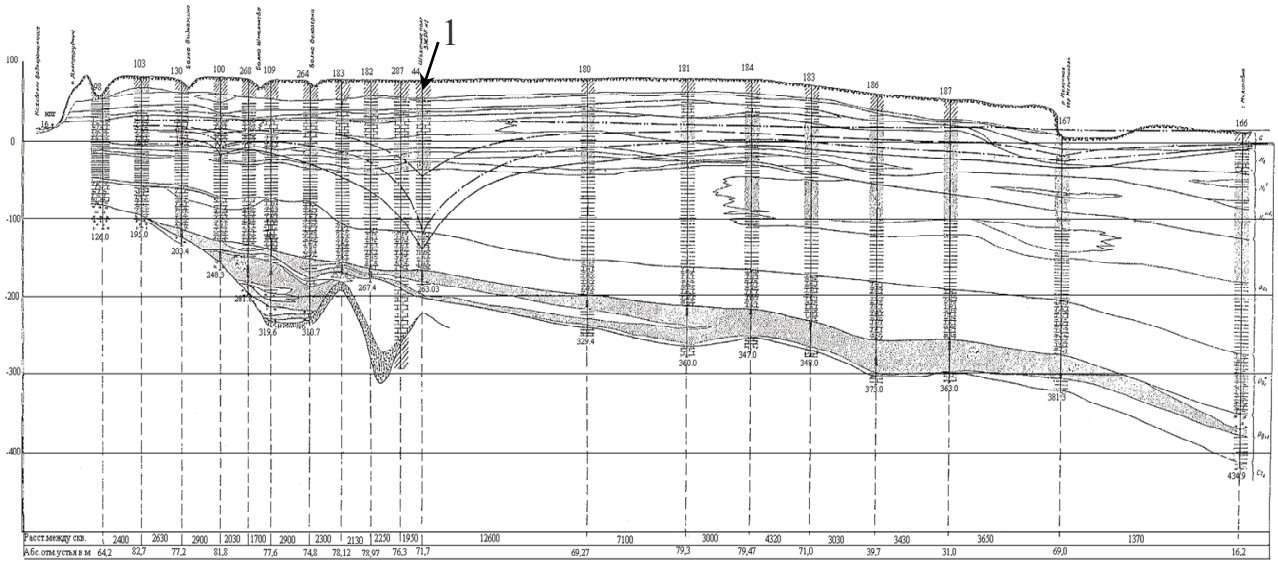


Рис. 1. Гидрогеологический схема по линии Каховское море – шахтное поле – Мелитополь – Малиновка: 1 – шахтное поле

Бучакский горизонт, входящий в нижний водоносный комплекс, почти повсеместно распространен в пределах шахтного поля. Он является одним из самых водообильных на месторождении, а область его питания находится на северо-востоке Причерноморской впадины. Бучакский горизонт приурочен к разнозернистым пескам мощностью около 15 м, залегающим на глубине 200…250 м от поверхности. По данным откачек, этот водоносный горизонт, к настоящему времени осушенный в пределах шахтного поля, обладает неравномерной проницаемостью, с коэффициентом фильтрации в пределах от 0,8 до 20 м/сут. Значительные колебания проницаемости объясняются неоднородностью гранулометрического состава пород, как по площади, так и в вертикальном разрезе. Проницаемость пород мелового водоносного горизонта изменяется в более узком диапазоне – от 0,35 м/сут в слабообводненных мергелях и известняках до 3…5 м/сут в более водообильных песках.

Рудно-кристаллический горизонт, распространенный во всей толще докембрийского комплекса пород (богатые железные руды, кварциты, сланцы и др.), также характеризуется неравномерной водообильностью как по площади, так и по глубине. Если в южной части шахтного поля рудовмещающие породы слабо водоносные, то на северном фланге рудно-кристаллическая толща обладает высокой водообильностью. Коэффициент фильтрации изменяется в пределах водоносного горизонта от 0,0007 м/сут для серпентинитов до 6 м/сут – для железной руды.

С увеличением глубины ведения горных работ произошло перераспределение составляющих водопритока, приходящихся на подземную и поверхностную системы осушения (рис. 2). В последние десять лет практически весь шахтный водоприток, превышающий 2100 м^3/час, обеспечивался подземной системой осушения. Более детальный анализ динамики

водопритока показывает, что его большая часть приходится на горизонты 640 и 840 м, приуроченные к рудно-кристаллическому комплексу (рис. 3). Влияние более глубокого горизонта 940 м пока не успело проявиться, что обусловлено относительно небольшим объемом выработок и низкой проницаемостью вмещающих пород. К настоящему времени суммарный вклад верхних горизонтов 340 и 400 м, где были оставлены запасы, не превышает 12% от общего водопритока.

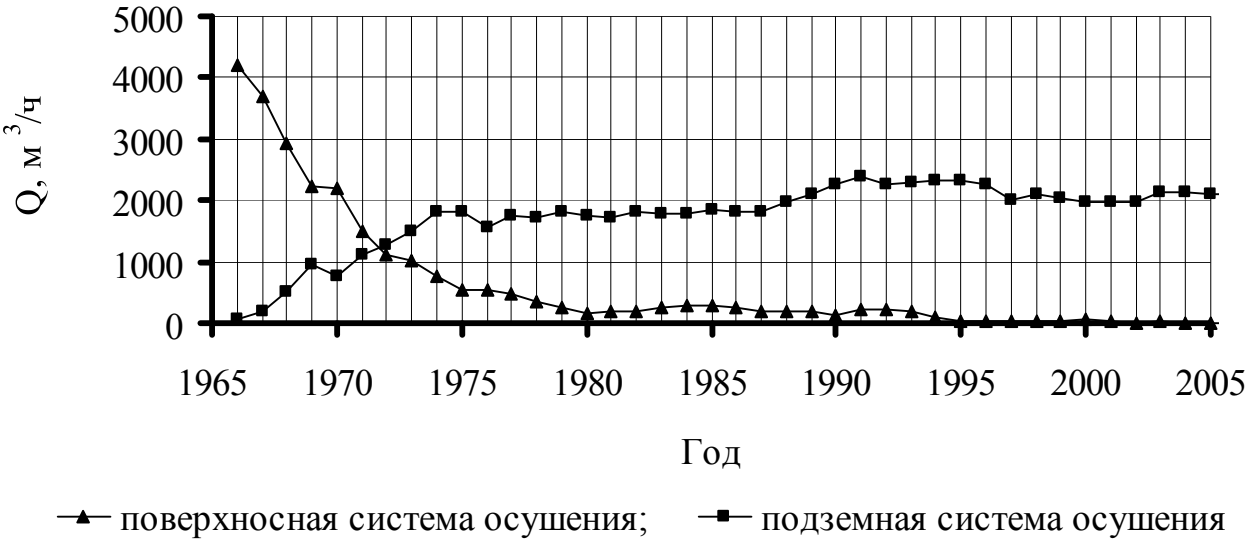


Рис. 2. Изменение шахтного водопритока Q, м³/час, при эксплуатации Южно-Белозерского месторождения

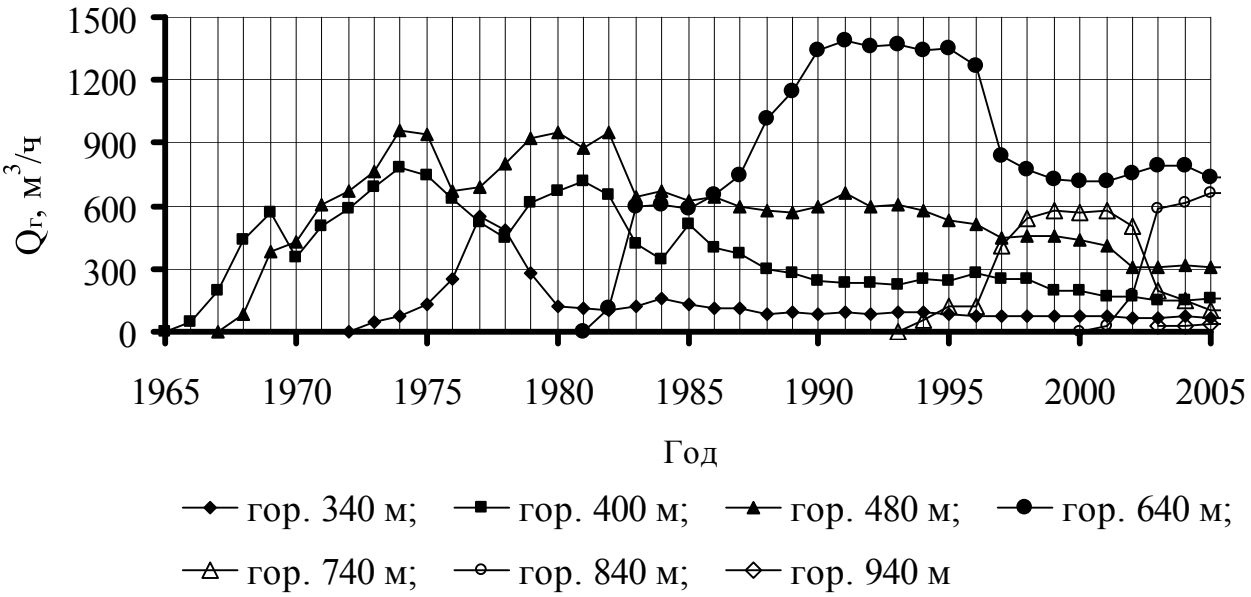


Рис. 3. Изменение водопритока $Q_г$, м³/час, с различных горизонтов Южно-Белозерского месторождения

Сложность гидрогеологических условий месторождения обусловила применение этажно-камерной системы с твердеющей закладкой. Рудная залежь «Главная» входит в наносы, образуя прогибы в их напластовании с висячего и лежачего боков, тем самым, увеличивая обводненность вмещающих пород. Помимо этого, более точная разведка месторождения перед отработкой оставшихся запасов на верхнем горизонте 340 м показала, что границы зоны выветривания, установленные с помощью разведочных скважин, оказались неточными, что

увеличило фильтрационные характеристики подработанного массива. Нарушение сплошности пород висячего бока при отработке очистных камер, уплотнение закладочного массива и расслоение пород привело к образованию мульды прогиба на поверхности, и к увеличению локальной обводненности в местах интенсивного трещинообразования вмещающего массива пород.

Доработку неактивных запасов предполагается осуществлять в условиях вторичной отработкой месторождения. Эти факторы могут существенно увеличить водоприток через предохранительный целик месторождения – охранную потолочину под водоносными горизонтами. Вовлечение в эксплуатацию части запасов потолочины предусматривает отработку запасов в направлении с севера на юг. Первым пусковым участком стал 11с…0, вскрываемый рампой №1 с перепуском горной массы и руды по рудоспускам и породоспуску, проведенных до откаточного горизонта 640 м. При этом предполагается использовать ранее проведенные рудоперепуски этажей 400…480, 480…580 и 580…640 м. Проведение выработок по этому участку предусматривается только по руде и кварцитам без выхода в породы лежачего бока. Высокое качество руды в массиве, превышающее по содержанию железа 60% и кварцитов с содержанием Fe 37,5% при совместном выпуске обеспечивают получение товарной руды с содержанием железа 48,5%.

В качестве второго пускового участка предлагается часть рудного тела в осях 0…9ю, которая разделена вкрест простирания на два технологических участка. Здесь потребуется проведение промежуточного штрека параллельно штреку лежачего бока по породам, разделяющим два рудных тела. Южнее оси 9ю в весьма мощной сплошной залежи располагаются несколько однотипных технологических участков (рис. 4).

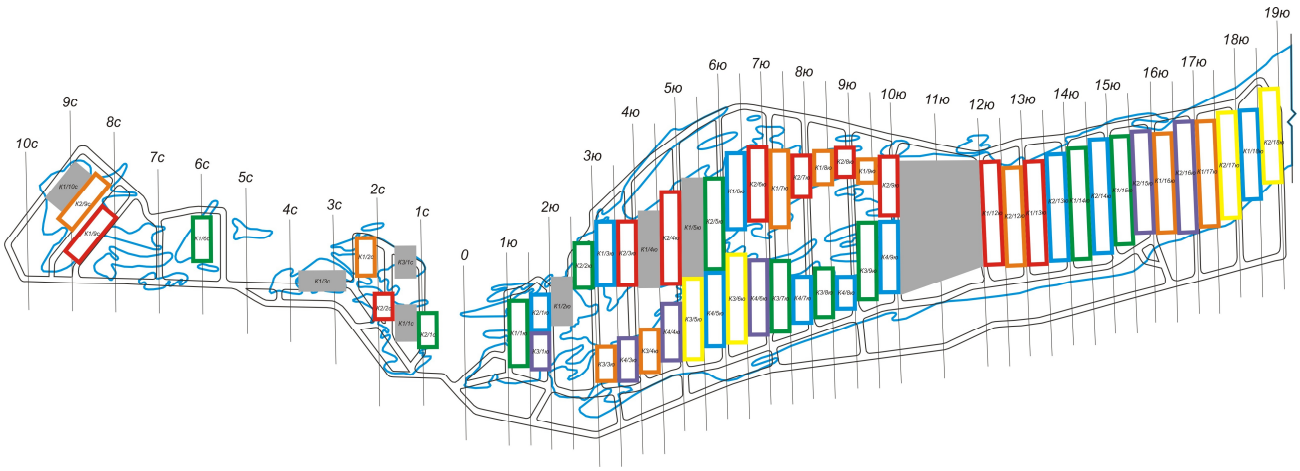


Рис. 4. Календарный план развития горных работ на горизонте 330 м 1:5 000

В отработку вовлекается часть запасов рудной потолочины выше горизонта 340 м под предохранительным целиком в осях 11с…26ю с объемом порядка 8 млн. т. Здесь сосредоточены рудные залежи мощностью до 120 м и содержанием Fe до 60%. Мощность рудной потолочины на этом участке колеблется от 50 м на юге до 70 м на севере рудного тела. Отметка буро-закладочного горизонта 301 м определена по условию безопасного вскрытия закладочной скважины 4«з», от которой штрек висячего бока проводится на юг с небольшим уклоном для улучшения условий транспортировки закладки по трубопроводу. Исходя из взаимного расположения выработок горизонта 301 м и горизонта доставки, высота отрабатываемых камер составила в оси 1с…8с до 39 м, южнее оси 8с до 26 м. При этом предохранительный целик, защищающий место ведения очистных работ от прорыва воды, составит от 19 до 30 м, что значительно превышает параметры, рекомендованные государственным предприятием «Научно-исследовательский горнорудный институт» (г. Кривой Рог).

Доработка запасов, оставленных на вышележащих горизонтах Южно-Белозерского месторождения, производится в измененных горно-геологических, горнотехнических условий по отношению к первоначальным. Это потребует выполнения кратко- и среднесрочных гид-

рогеологических прогнозов на основе применения разномасштабных гидродинамических и геотехнологических моделей шахтного поля, отражающих изменения уровненного режима подземных вод и динамику водопритока в соответствии с порядком отработки запасов и планами проведения горных работ. При разработке гидродинамических моделей за основу могут быть использованы результаты моделирования динамики подземных и шахтных вод на примере района Центрального Донбасса [6], а также локальные модели, воспроизводящие инфильтрационный приток к выработкам в сдренированном массиве [7].

Основными целями прогноза являются: изменение горно-гидрогеологических условий, обеспеченных запроектированными дренажными мероприятиями при значительно снятых напорах в южной части месторождения, оценка водопритока в горные выработки через зоны дробления в кварцитах и мартиновых рудах на северном фланге рудно-кристаллического массива, оценка фильтрационной устойчивости целика и опасности прорыва подземных вод в горные выработки, анализ изменения влажности пород в отрабатываемых камерах [8].

Выводы. 1. Критический анализ опытно-фильтрационных работ свидетельствует о неравномерном уменьшении проницаемости пород с глубиной. На основных отрабатываемых горизонтах месторождений наибольшая проницаемость характерна для железных руд, наименьшая – для вмещающих пород.

2. Основной водоприток в настоящий период отработки, превышающий 2100 $м^3$/сут, обеспечивается подземной системой осушения. Наиболее водообильными являются горизонты 640 и 840 м, на которые приходится около 2/3 общешахтного водопритока [9].

3. Интенсивное вовлечение в разработку запасов предохранительной потолочины, вызванное технологической необходимостью, может привести к значительному изменению гидродинамического режима и нежелательному увеличению водопритока в горные выработки. Это требует обоснования планов проведения горных работ путем совместного применения геотехнологических и гидродинамических моделей.

4. Высокая проницаемость коры выветривания и отсутствие точных данных о глубинах ее распространения существенно влияет отработку запасов предохранительной потолочины горизонта 340 м. Рекомендуется производить подготовку выемочных блоков с минимальным нарушением вмещающих пород, т.е. проведения подготовительных и нарезных выработок по контуру рудных залежей или по руде.

5. Низкая проницаемость вмещающих пород на глубоких горизонтах комбината и незначительный водоприток обуславливают заложение подготовительных и нарезных выработок с учетом доминирующего фактора – горное давление, с дальнейшим уточнением технологических параметров по гидродинамическим данным [10].

Список литературы

1. Прогноз водопритоков в горные выработки и водозаборы подземных вод в трещиноватых и закарстованых породах / В.Д. Бабушкин, З.П. Лебедянская, Л.З. Леви и др. – М.: Недра, 1972. – 196 с.

2. Гидрогеологические исследования в горном деле / В.А. Мироненко, Ю.А. Норватов, Л.И. Сердюков и др. – М.: Недра, 1976. – 352 с.

3. Мироненко В.А., Румынин В.Г., Учаев В.К. Охрана подземных вод в горнодобывающих районах – Л.: Недра, 1988. – 277 с.

4. Жук С.Г. Закономерности формирования водообмена в Криворожском железорудном бассейне. Дисс. … канд. геол.-мин. наук. – 1987. – 248 с.

5. Белохин В.Н. и др. Отчет о гидрогеологических и инженерно-геологических исследованиях при производстве буровых, горнотехнических работ и производственного водопонижения на шахтном поле Запорожского железорудного комбината. – 1976. – №1. – 191 с.

6. Рудаков Д.В., Садовенко І.О. Прогнозування гідродинамічного режиму при відпрацьовуванні й затопленні шахтного поля // Вісник ЖДТУ, Житомир. – 2006. – №1 (36). – С. 151-157.

7. Рудаков Д.В., Садовенко И.А. Обоснование модели инфильтрационных потоков в неоднородном подработанном массиве горных пород // Сб. науч. трудов ДНТУ, 2005. – №13. – С. 3-15.

8. Хоменко О.Е., Владыко А.Б. Влияние гидрогеологических факторов на расконсервацию запасов железных руд в условиях Криворожского бассейна // Науковий вісник НГУ, 2006. – №2. – С. 12-14.

9. Владыко А.Б., Хоменко О.Е., Козлов С.А. Прогнозирование устойчивости очистных камер в условиях фильтрации для ЗАО «Запорожский железорудный комбинат» Науковий вісник НГУ, 2007. – №2. – С. 13-15.

10 Хоменко О.Е. Усовершенствованный способ подготовки очистных блоков для шахт Южно-Белозерского месторождения железных руд // Науковий вісник НГУ, 2007. – №6. – С. 38-40.

УДК 622.831.24

© В.Д. Рябичев,
А.С. Гребенкина,
И.В. Шипунова

К ВОПРОСУ АНАЛИТИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА В ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЕ ПЛАСТА

У статті обґрунтовані аналітичні залежності, що визначають параметри зони граничнонапруженого стану в призабійній частині пласта.

В статье обоснованы аналитические зависимости, определяющие параметры зоны предельно-напряженного состояния в призабойной части пласта.

Analytical dependences determining the parameters of area of the maximum-tense state in pryzaboynoy part of layer are grounded in the article.

Известно, что для обоснования технологических параметров отработки угольных пластов необходимо учитывать взаимосвязь поведения боковых пород угольного пласта со свойствами угля.

Нами предлагается аналитический способ описания напряженно-деформированного состояния пласта в зоне влияния проведения горных выработок.

Практикой установлено, что угольный пласт испытывает механическую нагрузку через вмещающие породы и поэтому является очевидной связь между величинами сближения пород кровли и почвы с деформациями пласта.

Принимаем, что вертикальная деформация пласта убывает с удалением вглубь пласта по линейной зависимости [1, 2]:

$$\Delta l = \Delta m - l \cdot tga \,, \qquad (1)$$

где Δl – вертикальные деформации пласта на удалении l от кромки пласта;

Δm – сближение кровли и почвы на кромке пласта;

α – угол между начальным положением плоскости кровли и ее положением после сближения почвы и кровли.

Так как нагрузки на пласт пропорциональны вертикальным деформациям, то очевидно, что максимальные нагрузки пласт должен испытывать на кромке. Поскольку пласт обладает ограниченной несущей способностью в условиях одноосного сжатия, то уголь на кромке пласта разрушается и переходит в состояние, называемое, предельно напряженным. Напряженность в зоне предельного состояния с некоторыми допущениями может быть описана исходя из

условий равновесного состояния.

Вертикальные напряжения σ_B в зоне предельного состояния могут быть определены из выражения [3]:

$$\sigma_a = k_1 \cdot k_2 \cdot e^{\varphi l}, \tag{2}$$

где k_1 – коэффициент сцепления для угля;

k_2 – коэффициент, зависящий от угла внутреннего трения β,

$$k_2 = \frac{2 \cdot cos\,\beta}{1 - sin\,\beta};$$

l – расстояние от кромки пласта;

φ – коэффициент, который определяется из выражения:

$$\varphi = 2 \cdot f \cdot (r - \varepsilon \cdot m) \cdot (\varepsilon \cdot r \cdot m)^{-1},$$

где f – коэффициент трения, равный $tg\beta$;

ε – коэффициент бокового распора, равный:

$$\varepsilon = l \cdot \left[tg^2 \left(45^0 - \frac{\beta}{2} \right) \right]^{-1};$$

r – ширина выработки, м;

m – мощность пласта, м.

Выражение (2) получено с учетом боковых напряжений. При этом принималось, что боковые напряжения равны горизонтальным (действующим в направлении оси выработки). Из уравнения (2) следует, что напряженность пласта в призабойной зоне возрастает неограниченно с удалением вглубь пласта, в то время как было показано ранее, на некотором расстоянии от кромки пласта должен иметь место максимум напряженности, с удалением от которого напряжения снижаются вплоть до напряжений, действующих в нетронутом массиве. Очевидно также, что с удалением от кромки пласта за точку максимума напряженности в пласте действуют упругие напряжения.

Распределение напряжений в зоне упругого состояния пласта обычно определяют, исходя из представлений о горном массиве, как об изотропной среде.

Другое решение этой задачи, учитывающее реально существующие различия в деформационных свойствах пласта и вмещающих пород, позволяет выявить связь между сближениями почвы и кровли и напряженностью пласта.

В зоне упругого состояния пласт испытывает, за счет сближений почвы и кровли, вертикальные деформации сжатия и увеличение напряженности по сравнению с напряженностью нетронутого массива γH.

Для любой точки зоны упругого состояния зависимость между вертикальными деформациями и напряжениями может быть описана следующим выражением [3]:

$$\frac{\Delta l}{m} = \frac{\sigma_{в.упр} - \gamma \cdot H}{E} - \mu \cdot \left(\frac{\sigma_{г.упр} - \varepsilon_{упр} \cdot \gamma \cdot H}{E} + \frac{\sigma_{б.упр} - \varepsilon_{упр} \cdot \gamma \cdot H}{E} \right), \tag{3}$$

где $\varepsilon_{упр}$ – коэффициент бокового распора при упругом состоянии пласта,

$$\varepsilon_{упр} = \mu \cdot (1 - \mu)^{-1};$$

$\sigma_{в.упр}, \sigma_{г.упр.}, \sigma_{б.упр}$ – соответственно вертикальные, горизонтальные и боковые напряжения в зоне упругого состояния, МПа.

Наши исследования упругих свойств углей Центрального района Донбасса (шахты «Южная», «Новодзержинская») показали, что они в первом приближении подчиняются закону Гука. В то же время установлено, что значение коэффициента Пуассона для углей зависит

от величины действующих напряжений, поэтому, принимая значение $\mu = const$, тем самым допускаем некоторую погрешность.

Так как $\sigma_{в.упр} = \frac{1}{3} \cdot \sigma_{г.упр} = \frac{1}{3} \cdot \sigma_{б.упр.}$, то из уравнения (3) можно определить вертикальные напряжения, действующие в зоне упругого состояния:

$$\sigma_{в.упр} = \frac{E \cdot \Delta l}{\omega \cdot m} + \gamma H, \tag{4}$$

где $\omega = 1 - \frac{2 \cdot \mu^2}{1 - \mu}$.

С учетом зависимости (1), выражение (4) можно записать:

$$\sigma_{в.упр} = \frac{E \cdot (\Delta m - l \cdot tga)}{\omega \cdot m} + \gamma H \ . \tag{5}$$

Здесь $L \le l \le Lв$ (L – протяженность зоны предельного состояния, $Lв$ – протяженность области влияния выработки на напряженное состояние пласта). При $l = Lв$; $\sigma_{в.упр} = \gamma H$, при $l = L$ напряженность пласта достигает максимума:

$$\sigma_{в.max} = \frac{E \cdot (\Delta m - L \cdot tga)}{\omega \cdot m} + \gamma H \ . \tag{6}$$

Из уравнений (2), (6) и условия равенства предельных и упругих напряжений в точке максимума напряженности можно получить уравнение, определяющее протяженность зоны предельного состояния:

$$L = \frac{1}{\varphi} \cdot ln \left[\frac{E(\Delta m - L \cdot tga)}{\omega \cdot m \cdot k_1 \cdot k_2} + \frac{\gamma \cdot H}{k_1 \cdot k_2} \right]. \tag{7}$$

Коэффициент концентрации напряжений в призабойной зоне пласта k_3 (отношение максимальных напряжений $\sigma_{в.max}$ к начальным напряжениям γH) будет равен:

$$k_3 = \frac{E(\Delta m - L \cdot tga)}{\omega \cdot m \cdot \gamma \cdot H} + 1. \tag{8}$$

Из полученных уравнений следует, что протяженность зоны предельного состояния, величина максимальных напряжений в пласте и, следовательно, коэффициент k_3, зависят от мощности пласта, ширины выработки, упругих и прочностных свойств угля. При постоянных свойствах пласта напряженное его состояние определяется величиной сближения почвы и кровли Δm. Так как угол α зависит от физико-механических свойств вмещающих пород и от способа управления горным давлением, то от этих показателей зависит и напряженное состояние пласта. Величина угла α является довольно стабильной для определенных горно-геологических условий и используется для характеристики поведения пород кровли. Поэтому предположение о поступательном перемещении плоскости кровли в процессе сближений является достаточно оправданным, особенно для прочных пород, вмещающих выбросоопасные пласты.

Результаты шахтных и аналитических исследований показывают, что коэффициент концентрации напряжений изменяется в различных условиях в широких пределах и может возрастать до 10. Таким образом, нет никаких оснований считать коэффициент k_3 величиной для всех случаев постоянной из-за случайного распределения мест максимумов напряжений.

Из уравнений (6) и (8) следует, что величины $\sigma_{в.max}$ и k_3 зависят от величины сближения почвы и кровли и могут возрастать неограниченно с увеличением последних. В то же время, если пласт способен в условиях всестороннего сжатия воспринимать любые нагрузки,

то вмещающие породы, передающие нагрузки на пласт и работающие в условиях изгиба, обладают ограниченной несущей способностью.

При увеличении напряжений свыше предела, соответствующего несущей способности пород, породы разрушаются, и пласт освобождается от значительной части нагрузок. Таким образом, максимальные значения величин $\sigma_{в.max}$ и k_3 ограничиваются несущей способностью пород.

На выбросоопасных пластах Донецкого бассейна наблюдались многочисленные случаи отсутствия сближений при продвигании выработки, и случаи ударообразных, значительных по величине, сближений.

Очевидно, что неравномерность сближений вызывает такую же неравномерность напряженного состояния призабойной зоны пласта.

При уменьшении сближений уменьшается протяженность зоны предельного состояния и напряженность призабойной зоны, причем при задержках сближений наблюдалось даже полное отсутствие зон отжима и концентрации напряжений. Уменьшение протяженности зоны предельного состояния в период зависания пород кровли в лаве установлено также сейсмоакустическими наблюдениями за состоянием горного массива в очистных забоях при разработке пологих пластов. Протяженность зоны предельного состояния при отсутствии сближений кровли и почвы можно найти из выражения:

$$L_{з.пр.с} = \frac{1}{\varphi} \cdot ln \frac{\gamma \cdot H}{k_1 \cdot k_2}. \qquad (9)$$

Согласно уравнениям (5) и (8) уменьшаются значения $\sigma_{в.max}$ и k_3 .

При уменьшении или полном отсутствии сближений боковых пород и соответствующем уменьшении протяженности зоны отжима, ухудшаются условия дегазации призабойной зоны, а газовое давление достигает высоких значений на малом удалении от кромки пласта в так называемой зоне разгрузки в предельно-напряженной зоне впереди очистного забоя. Это создает благоприятные условия для возникновения газодинамических явлений, в том числе и внезапного выброса угля и газа.

Таким образом, предложенный способ описания напряженного состояния пласта в зоне влияния выработок позволяет объяснить некоторые наблюдаемые на практике явления и может быть использован при разработке мер борьбы с динамическими явлениями на угольных шахтах.

Список литературы

1. Топчий С.Е., Шлюпкин Н.Н., Гребенкина А.С., Костенко А.В. Геомеханические основы безопасной отработки угольных месторождений // Эколого-технологические проблемы безопасной отработки угольных месторождений. – Донецк: ДонНТУ, 2004. – С. 90-125.

2. Гребенкин С.С., Пилюгин В.И., Гребенкина А.С., Жулидов С.Г. Аналитическая оценка напряженного состояния угольного массива в призабойной зоне угольного пласта //Изв. Донецкого горного ин-та. – 2002. – №2. – С. 74-77.

3. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 380 с.

© С.В. Салли,
М.К. Терещенко

ПАРАМЕТРЫ РЕЙТИНГОВОЙ ОЦЕНКИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ В РЕЖИМЕ ГОРНОГО АУДИТА

У статті розглянуті принципи паспортизації вугільних шахт з погляду природних, технологічних і економічних параметрів у процесі приватизації підприємств галузі.

В статье рассмотрены принципы паспортизации угольных шахт с точки зрения природных, технологических и экономических параметров в процессе приватизации предприятий отрасли.

This article consider the principles of the passport system of coal mines from point of natural, technological and economic parameters in the process of privatization of enterprises of industry.

Современное состояние угольной промышленности Украины таково, что она требует реструктуризации шахтного фонда в двух направлениях: закрытие шахт, дальнейшая работа которых не целесообразна, и приватизация остающихся, наиболее перспективных шахт. Очевидно, что это требует, прежде всего, объективного решения наиболее сложного и наиболее важного вопроса, а именно: к какой категории должна быть отнесена каждая конкретная шахта.

Важными категориями, характеризующими процесс трансформации отношений собственности, касающиеся угольных предприятий, являются **«разгосударствление»** и **«приватизация»**. Разгосударствлением в экономическом аспекте можно назвать процесс перехода государственной собственности в другие негосударственные типы и формы собственности (акционерную, кооперативную, частную и т.д.). В количественном аспекте разгосударствление можно рассматривать как уменьшение доли государственной собственности в общей структуре собственности страны. Что касается приватизации, то это более узкое понятие, ограниченное лишь ростом доли частной (такой, что принадлежит одному человеку) и семейной собственности.

В дополнениях к Закону Украины «О недрах» предусмотрены правовые нормы, посвященные аудиту недропользования, который осуществляется с целью проверки текущей деятельности пользователей недр, соответствия совершенных ими хозяйственных операций условиям лицензий на пользование участками недр, законодательству о недрах и действующим нормативным актам.

Известны многочисленные попытки решения вопроса оценки состояния шахт различными путями. Для большинства из них характерен чисто субъективный подход. Например, при разработке комплексных проектов или генеральных схем развития угольной промышленности в начале 80-х годов предлагалось закрывать шахты, на которых производительность труда рабочего была менее 15 т в месяц. В 90-х годах Министерство угольной промышленности Украины разделило все шахты на четыре группы, из которых две последние предназначались для первоочередного закрытия. В последнюю группу были отнесены шахты с малыми запасами, малым объемом добычи, высокой себестоимостью [1].

Нецелесообразность дальнейшей работы этих шахт была почти очевидна. Гораздо сложнее обстояло дело с шахтами первой, второй и частично третьей группы, так как там оказались шахты с разным уровнем технического состояния и экономических показателей, в том числе и крупные шахты, но с высокой себестоимостью добычи угля.

Тройственный характер шахты как технологической, экономической системы и объекта приватизации дает основание для вывода о том, что и показатель, оценивающий шахту в ряду других, должен обобщать ее триединую сущность. В качестве такого показателя по нашему мнению может быть предложен приватизационный рейтинг шахты.

Цель работы: максимально упростить процедуру формирования внутреннего бюджета шахт за счет государственного инвестирования.

Диверсификация горнодобывающих регионов должна стать хорошо спланированным и управляемым процессом. Доказано европейским опытом, что поспешное, непродуманное закрытие нерентабельных шахт не может быть признано разумным, ввиду необходимости компенсации выбывающих мощностей импортными энергоносителями. Необходима спланированная стратегия комплексной реконверсии угледобывающих районов, структура которых затронута процессом закрытия шахт, безработицей и миграцией [1].

Решение этих вопросов в настоящее время лежит в социально-управленческой плоскости. Прежде всего, это создание целостных хозяйственных механизмов сохранения старых шахт. Такие механизмы будут работать только при условии сохранения потенциала регионов, где имеются убыточные шахты, обеспеченные запасами на 10-15 лет. От этого в полной мере будут зависеть возможности государства по повышению технического уровня базовых и перспективных шахт.

В качестве объекта исследования в работе выбраны антрацитовые шахты Донбасса. Здесь экономическая ситуация еще более напряженная, чем в других регионах бассейна. Многие шахты в настоящее время практически отработали балансовые запасы и вынуждены были перейти к извлечению худших пластов, поэтому обычное понижение уровня ведения горных работ здесь сопровождается усложнением горно-геологических условий отработки и ухудшением качества добываемого угля.

Украина располагает значительными запасами антрацитов, месторождения которых находятся на территории двух областей – Донецкой и Луганской, в других областях Украины антрацита нет. В этом проявляется часть общей закономерности, согласно которой в направлении с востока на запад качество углей Донецкого и примыкающих к нему бассейнов изменяется от более ценных в энергетическом отношении антрацитов к менее ценным – бурым углям. Месторождения антрацита как и углей других марок – пластовые с преобладанием пологих пластов, с углами падения до 10-15 градусов. На территории Донецкой области месторождения антрацита расположены в Торезско-Снежнянском геолого-промышленном регионе, где наиболее продуктивны свиты C_2^3-C_2^7, в Луганской области – это Краснолучско-Антрацитовый регион с наиболее продуктивными свитами C_2^3-C_2^6. Месторождения антрацита также продолжаются за пределами Украины – в российской части Донецкого бассейна, где их запасы соизмеримы с запасами на территории Украины.

Расположения месторождений антрацита на территории Донецкой и Луганской областей весьма неравномерны с резким преобладанием в пользу Луганской области. По состоянию на начало 2004 года в Украине число шахт, на которых добывались только антрациты (не считая шахт, где добываются угли двух марок Т и А) и которым была установлена производственная мощность – 42, из них в Донецкой области 17 шахт и в Луганской – 25. Общая производственная мощность антрацитовых шахт на 1.01.2004 года – 22375 тыс. т, в том числе в Донецкой области – 7165 тыс. т и в Луганской – 15210 тыс. т. Средняя производственная мощность антрацитовых шахт – 533 тыс. т, в Донецкой области – 421 тыс. т, в Луганской – 608 тыс. т. Общие промышленные запасы антрацитовых шахт составляют 1275 млн. т, в Донецкой области – 590 млн. т, в Луганской – 685 млн. т.

Если исходить из величины промышленных запасов и установленной производственной мощности на 1.01.2004 года, то следует отметить, что шахты Донецкой области обеспечены запасами на 82 года, а Луганской – на 45 лет. Однако, такой «чисто арифметический» подход далеко не полностью отражает фактическую ситуацию. В Донецкой области из общих 590 млн. т промышленных запасов 210 млн. т сосредоточены на трех шахтах «Шахтерской глубокой», «Комсомолец Донбасса» и «Прогресс», т. е. 36%, остальные 380 млн. т приходятся на 15 шахт, что в среднем составляет 25,3 млн. т на одну шахту. В Луганской области из общих 685 млн. т промышленных запасов 340 млн. т приходится на четыре шахты «Краснокутскую», «Комсомольскую», «Должанскую-Капитальную», «Красный партизан», т. е. почти 50%, на остальные 21 шахту приходится 345 млн. т или в среднем 16,4 млн. т на одну шахту.

Таким образом, из общих промышленных запасов антрацита на долю семи наиболее крупных шахт приходится 551 млн. т или 43,2% всех запасов, на долю остальных 36 шахт

приходится 724 млн. т или в среднем 20 млн. т на одну шахту. Другими словами, более половины всех запасов украинских антрацитов распределены по большому числу мелких шахт, с производственной мощностью в среднем менее 400 млн. т. По соотношению промышленных запасов и производственной мощности эти шахты обеспечены, как будто на длительный срок, реальная же картина значительно хуже.

Необходимо учитывать тот факт, что антрацитовые шахты находятся в эксплуатации длительное время, на протяжении которого существенно усложнилось их подземное хозяйство. Многие поля антрацитовых шахт вначале были вскрыты наклонными стволами, к которым в дальнейшем добавились вертикальные стволы, что усложнило шахтную поверхность. Как правило, эти шахты в настоящее время нуждаются в дорогостоящей реконструкции, но при сравнительно малых остаточных промышленных запасах такая реконструкция экономически не эффективна. Соответственно, значительная часть антрацитовых шахт Украины объективно может быть отнесена к разряду малоперспективных, о чем свидетельствуют результаты деятельности государственных холдинговых компаний и производственных объединений, осуществляющих добычу антрацита. Сегодня добычу антрацитовых углей осуществляют шесть государственных предприятий «Свердловантрацит», «Ровенькиантрацит», «Донбассантрацит», «Антрацит», «Шахтерскантрацит», «Торезантрацит», и производственное объединение «Снежноеантрацит».

Результаты производственно-хозяйственной деятельности этих предприятий не одинаковы. При среднесуточном объеме добычи ГП «Свердловантрацит» на уровне 17 тыс. т и ГП «Ровенькиантрацит» на уровне 23 тыс. т, соответственно, эти предприятия в состоянии обеспечить воспроизводственный потенциал на уровне предприятий второй группы (табл. 1, 2). В тоже время показатели деятельности ГП «Донбассантрацит» и ГП «Антрацит» значительно хуже, производственная программа выполняется на 50% при объемах господдержки в 2004 году на уровне 77 млн. грн [110]. Еще более сложная ситуация в ГП «Шахтерскантрацит», ГП «Торезантрацит» и производственном объединении «Снежноеантрацит». При среднесуточной добыче менее 5 тыс. т. и себестоимости 1 т рядового угля в 800-1000 грн, подавляющее большинство шахт этих предприятий относятся к 4 и 5 группам.

Согласно разработанной до 2030 г. Стратегии развития угольной промышленности Донбасса предлагается главное внимание уделить реконструкции горнодобывающих предприятий наряду с ликвидацией нерентабельных шахт. Однако в силу ограниченности запасов шахтных полей реконструкция лишь в редких случаях приведет к увеличению мощности действующих шахт. Если учесть, что некоторые шахты будут закрыты в результате доработки балансовых запасов, а строительство новых крупных шахт выходит за пределы наиболее острой потребности в топливе (2005-2010 гг.), то легко объяснить дефицит топлива в этот период, который ежегодно составит около 9 млн.т.

В этих условиях особую актуальность приобретает изыскание дополнительных резервов повышения мощности шахт, продления сроков их службы за счет вовлечения в отработку некондиционных пластов на базе повышения эффективности их извлечения.

Приватизационный рейтинг шахты – это ее место в ряду предприятий по приоритетности государственного и негосударственного инвестирования простого или расширенного воспроизводства на рыночных принципах. Предлагаемое определение объединяет в себе факторы технологические (объем производства или пропускная способность), экономический потенциал и степень обеспеченности запасами. Ввиду того, что шахта представляет динамическую систему, у нее не может быть «вечных» оценок: любая из них действительна лишь в некотором временном интервале.

Используя эту характеристику устанавливают объемы инвестиций, обеспечивающие заданный уровень экономического потенциала шахты, учитывая при этом различия в математической и экономической природе этих характеристик.

Из определения показателя предприватизационного рейтинга вытекает, что он должен содержать технологические и экономические компоненты, объединенные некоторым образом. В соответствии с этим предприватизационный рейтинг состоит из пяти элементов или

составных частей: показателя экономической надежности, уровня экономического потенциала, показателя инвестиционной приоритетности и комплесного показателя по горному аудиту. Опыт показывает, что благополучные по одному из этих показателей шахты в целом не обязательно относятся к числу благополучных.

Таблица 1

Исходные данные

№ п/п	Шахта	Добыча, тыс.т/год	Показатели			Удельная протяженность горных выработок	Индекс состояния шахты
			Технологической надежности	Экономического уровня	Геологической надежности		
		1	2	3	4	5	7
1	Партизанская	244	0,53	0,80	0,27	72,5	0,68
2	Крепинская	151	0,41	1,22	0,06	54,7	0,37
3	им. 50-лет. Сов.Укр.	124	0,45	0,95	0,07	48,4	0,68
4	Комсомольская	147	0,60	0,45	0,55	74,6	0,56
5	им. «Известий»	308	0,48	0,85	0,30	39,2	1,11
6	Княгининская	248	0,79	0,77	0,33	40,8	3,73
7	Краснокутская	298	0,40	0,60	0,50	45,9	1,23
8	Краснолуцкая	180	0,49	0,63	0,50	52,9	0,37
9	Миусинская	108	0,50	0,60	0,29	44,5	0,38
10	№71 «Индустрия»	73	0,55	0,65	0,50	64,4	0,17
11	Хрустальская	182	0,58	0,81	0,19	31,1	1,49
12	Должанская-Кап.	1671	0,83	1,24	0,50	47,9	11,00
13	Красный Партизан	1323	0,71	1,34	0,50	81,2	5,65
14	Центросоюз	447	0,92	1,10	0,50	94,3	0,86
15	им. Свердлова	223	0,60	0,60	0,21	192,2	0,16
16	им. П.Л.Войкова	134	0,95	0,65	0,25	109,1	0,77
17	Харьковская	306	0,91	1,37	0,17	142,8	0,95
18	им.Дзержинского	965	0,80	1,10	0,15	143	2,05
19	№1-2 Ровенская	165	0,70	0,65	0,60	60,4	0,61
20	Ворошиловская	705	0,85	0,85	0,12	54,3	3,70
21	Космонавтов	980	0,82	1,15	0,20	87,2	2,76
22	им.Фрунзе	1630	0,73	1,20	0,30	50,3	10,93
23	им.Вахрушева	1216	0,88	1,05	0,24	44,4	10,05
24	№81 Киевская	1000	0,91	0,90	0,25	48	9,26
25	Шахтерское-глубокое	327	0,70	0,90	0,70	59,9	1,72
26	Постниковская	169	0,82	1,13	0,25	62,2	0,58
27	Шахтерская	47	0,55	0,70	0,20	87,5	0,10
28	Винницкая	83	0,50	1,20	0,25	66,3	0,21
29	им. 1 Мая	143	0,48	0,82	0,15	49,6	0,35
30	им. 17 партсъезда	149	0,52	0,74	0,18	98,2	0,40
31	им. Л.И.Лутугина	325	0,52	0,70	0,20	68,6	0,84
32	им. К.И.Киселева	69	0,25	0,49	0,15	89,3	0,05
33	Прогресс	538	0,65	0,80	0,50	74,6	3,49
34	Волынская	60	0,40	0,45	0,30	52,6	0,26
35	Северная	74	0,28	0,50	0,15	35,9	0,37
36	Заря	325	0,55	0,70	0,20	64,8	0,87
37	Ударник	181	0,48	0,90	0,15	102,3	0,35

Например, большие остаточные запасы могут быть на шахте с неблагоприятными горно-геологическими условиями и с высокой себестоимостью добычи угля.

Экономический смысл предлагаемых показателей неодинаков, и именно это обстоятельство позволяет при их совместном использовании получить более полную, чем при ис-

пользовании какого-либо одного показателя, рейтинговую оценку. Совершенно ясно, что шахта с малыми запасами является неперспективным предприятием, даже в том случае, когда все остальные параметры у нее высоки. Но при решении вопроса о приватизации или закрытии шахты она может не попасть в разряд первоочередных, как произошло бы только вследствие малых остаточных запасов.

Показатель предприватизационного рейтинга потенциально характеризует уровень инвестиций, которые могут потребоваться для сохранения и дальнейшей работы шахты. Малая величина этого коэффициента указывает на необходимость большой суммы инвестиций для поддержания и тем более увеличения мощности шахты.

Таблица 2

Стандартизованные значения диагностических признаков шахты-эталона

№ п/п	Стандартизованные значения диагностических признаков шахты-эталона	Эволюционные	Инволюционные
1	Добыча, тыс.т/год	1,19	
2	Коэффициент технологической надежности	1,75	
3	Коэффициент экономического уровня		-0,85
4	Коэффициенты геологической надежности	0,6	
5	Удельная протяженность горных выработок		-0,28
6	Индекс состояния шахты	1,29	

Показатель экономического потенциала синтезирует в себе различные стороны функционирования шахты, в частности, сложность горногеологических условий, организацию производства, степень использования производственных ресурсов.

Для повышения объективности сравнительной характеристики шахт можно рекомендовать совместное использование индекса состояния шахты, коэффициента экономической надежности и следующий порядок этого использования:

– определить индексы состояния шахты и ранжировать шахты в порядке возрастания значений индексов;

– в зависимости от числа шахт, где возможно адресное (государственное и негосударственное) инвестирование, отделить шахты с малыми значениями индекса состояния как неперспективные;

– для оставшихся шахт произвести их оценку по коэффициенту экономической надежности с целью выявления тех из них, которые представляют интерес для инвестора.

Таблица 3

Лучшие показатели (инвестиционный рейтинг) шахт

Рейтинг	Шахта	Показатель состояния шахты
1	Должанская-Капитальная	0,16
2	им. Вахрушева	0,23
3	им.Фрунзе	0,28
4	№81 Киевская	0,29
5	Красный партизан	0,33
6	Космонавтов	0,37
7	Ворошиловская	0,42
8	Центросоюз	0,42
9	им. Дзержинского	0,43
10	Харьковская	0,46

Предположим, анализируется группа шахт одного региона либо отдельные шахты из разных регионов в режиме сопоставления. Очевидно, отобранные шахты будут иметь различный уровень технических, экономических и финансовых показателей. Как следствие, указанные шахты имеют различную инвестиционную привлекательность, и задача ставится об адресности и приоритетности инвестирования.

Механизм комплексной оценки инвестиционной привлекательности и приоритетности предлагается строить следующим образом.

Прежде всего, по известной методике [1] определяется для каждой шахты уровень ее экономической надежности. Этот параметр будет свидетельствовать о внутренних резервах шахты в плане восприимчивости к инвестициям.

Список литературы

1. Гойзман Э.И., Кормщикова Т.Л., Куркина Л.Ф., Прогноз технико-экономических показателей на угледобывающих предприятиях. – М.: Недра, 1989. – 126 с.

PRINCIPLES OF SAFE USE OF POWERED SUPPORTS

**Sylwester RAJWA, Marek PŁONKA, Zbigniew LUBOSIK,
Andrzej WALENTEK, Wojciech MASNY**

Contents:

The article presents problems connected with the selection of powered support for determined mining-geological conditions. The criteria and methodology used at the Central Mining Institute (GIG) when realising work relating to the cooperation of support with the rock mass were presented.

1. Introduction

The issues of powered support selection for determined mining-geological conditions of the designed mine working belong to the leading problems solved by the Department of Extraction Technologies and Mining Supports of the Central Mining Institute (GIG) in Katowice. A number of research/development projects regarding this scope were realised both for hard coal mines and powered support producers. The mines, when starting the operation of new longwalls, wish to obtain information if the applied powered support, with determined support resistance, will guarantee an appropriate safety level for the working miners, as well as if it will secure the achievement of the assumed production effects. The producers, offering their products and giving service guarantees wish to be sure that the powered support will be able to transfer the rock mass load, because in the case of unsuitable support selection excessive clamping of support sets and damages of their elements can appear. Excessive increase in support resistance can result in unjustified growth of costs connected with support purchase and exploitation.

The article presents the principles of safe use of powered supports, based on the commonly applied in the Polish coal mining industry method of determination of the roof load-bearing capacity index “g”, widened by new elements, enabling to determine the risk of longwall working damage or to carry out maps of index “g” isolines in the projection towards the longwall panel surface, taking into consideration the spatial model developed at GIG. Through such widening, on the one hand the problem of powered support set ability to take over additional dynamics loads will be captured, and on the other hand the possibility to obtain more precise information with respect to the conditions of

longwall conducting, between sections determined using the traditional method, will be encompassed.

2. Principles of procedure when determining the risk of damage of a longwall working equipped with powered support

The appropriate selection of powered support for determined mining-geological conditions is the basic element deciding about safe and effective mining exploitation. The fundamental criterion, on the basis of which the selection of powered support in a mine follows, apart from the conformity of its work with the planned longwall height, should be the determination of the relationship between longwall resistance and anticipated rock mass load. The selection of powered support based only on its technical data can be regarded in many cases as insufficient. The lack of detailed calculations, concerning the support load, support resistance as well as possibilities of dynamic load transfer can cause the rise of many undesirable events in the course of mining exploitation.

In order to avoid the appearance of dangerous situations resulting from incorrect support selection or wrong determination of its work conditions, we propose a procedure according to the algorithm presented in Figure 1.

On the basis of the analysis of mining-geological conditions the mining exploitation design is being carried out. According to the assumed extraction height, the type of powered support with initial and working support resistance is selected. Next the index of roof load-bearing capacity "g" is calculated (point 2.1) and the stability of the longwall working is determined (point 2.2). On the basis of these two values one determines (using for example the RISK SCORE method) the level of risk connected with the application at the longwall of the selected type of powered support [3, 6, 8]. If the risk level is higher than the tolerable one, actions aiming at its decrease should be undertaken. Regarding the possible actions decreasing the risk, the most favourable from the viewpoint of economy should be chosen. Every change carried out requires the repeated determination of the risk level. If extraction will not be conducted in dynamic load conditions, and the risk level is tolerable, extraction can be undertaken in conformity with the technical design using the given type of powered support. However, if the proposed for application longwall support will be exposed to dynamic loads, additionally its "making compliant" should be checked. "Making compliant" is understood as support property enabling to take over additional dynamic loads without contravention of compulsory safety indices. In the case of non-fulfilment of this conditions one should by way of for example: change of the initial or working pressure, application of other prop construction or use of additional protections, to lead to such a situation that the condition of "making compliant" would be met. The analysis should be conducted to the moment, when the risk connected with the damage of working with the given type of powered support will attain the accessible and possibly lowest level.

2.1. Calculations of the roof load-bearing capacity index

The method of powered support selection for determined extraction conditions, based on calculations of the roof load-bearing capacity index "g", was developed at the Central Mining Institute on the basis of results of underground measurements [1, 2, 4, 6]. On that basis several empirical relationships were derived that enabled to calculate the values of support load relating to the rock mass, acting in the analysed longwall panel, and to determine the necessary powered support resistance.

Rock mass loads and support resistance are the basic values that decide about the conditions of longwall working maintenance. These conditions are determined in the GIG method by the calculated roof load-bearing capacity index "g". The mutual connection between the described quantities was presented schematically in Figure 2.

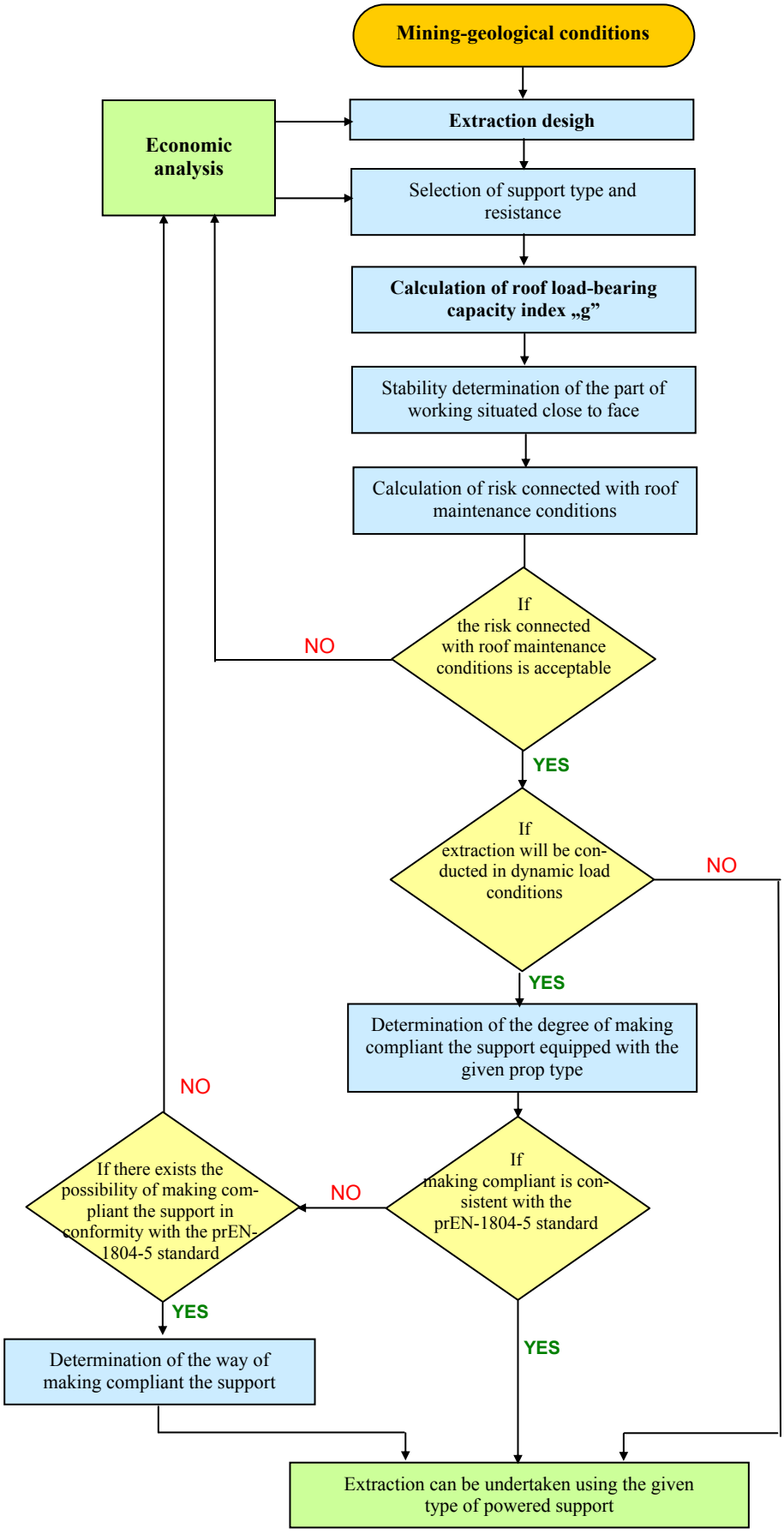


Fig. 1. General algorithm of procedure when selecting powered support for a longwall working

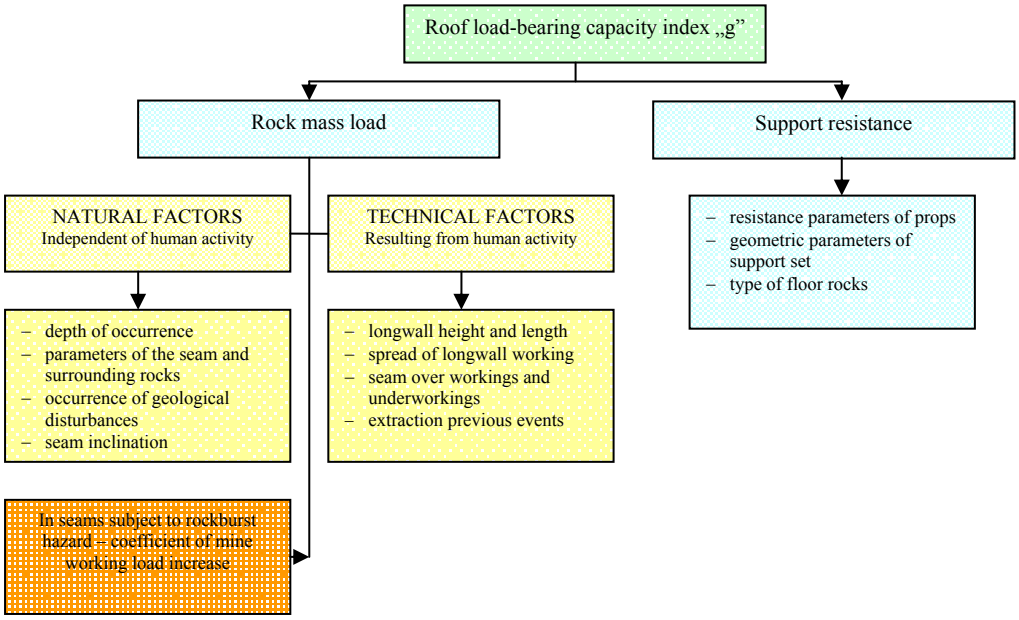


Fig. 2. Basic values influencing the roof load-bearing capacity index

As it results from Figure 2, the rock mass load depends on a number of factors, which we can divide generally into natural factors, independent of people, and technical factors, resulting from their activity. Among the basic natural factors we can count: depth of occurrence, type and mechanical properties of roof and floor rocks, occurrence of structural disturbances, for instance faults, mechanical properties of the seam and its inclination. In the case of technical factors, influencing the shaping of rock mass load values, we can mention: height, spread and length of the longwall working, velocity of extraction front advance, gob surroundings, seam overworking and underworking and events of previous mining activities, such as remainders and edges. In seams subject to the rockburst hazard the load acting on the longwall support may increase because of the occurrence of high-energy rock mass tremors. Because of this reason, when assessing the correctness of powered support selection in seams threatened with rockbursts, every time a prediction of rock mass tremors that can occur in the course of exploitation of the given longwall is carried out [2, 3, 7]. Next the value of load, acting on the support in the case of tremor occurrence, is calculated.

The calculated values of rock mass load and powered support resistance allow to determine the inclination of roof layers, which will occur at the longwall at the first meter from the side wall, counting perpendicularly from the longwall face. This inclination, counted in *mm* of subsidence per 1 m of roof span is calculated from the following relationship [3, 4, 10]:

$$z_{L1} = \frac{1}{0.012 \cdot \dfrac{M_P}{M_Q} + 0.002}, \text{ mm}, \tag{1}$$

where:

M_p – bearing moment of the support, MNm,

M_Q – support load torque from the rock mass side, MNm.

Next the value of the boundary inclination of roof layers, after exceeding of which the roof becomes an accumulation of loose rock blocks, is calculated. The boundary inclination is calculated from the formula [3, 4]:

$$z_g = \frac{k_e}{\dfrac{0.05}{R_c} + 0.006}, \text{ mm} \tag{2}$$

where :

k_e – coefficient dependent on the extraction system,

R_c – real compressive strength of rocks occurring in the ceiling of the working, determined on the basis of investigations in situ in the given extraction panel, MPa.

At the final stage of calculations the values of the index of roof load-bearing capacity "g" is determined from the following relationship [3, 4, 10]:

$$g = \frac{1}{\frac{z_{L1}}{z_g} + 0.3} \tag{3}$$

Values of the index below 0.7 indicate wrong roof maintenance, high roof fall hazard and in such cases the use of the given support is not recommended. Values equal or higher than 0.7, and lower than 0.8, indicate the possibility of occurrence of difficulties with respect to roof maintenance, what does not exclude the use of the given support. Values equal or higher than 0.8 indicate good and very good roof maintenance conditions.

Summing up the presented course of procedure we can state that the main task of powered support is to avoid the exceeding of the boundary value of roof layer inclination at the longwall. In the case the support resistance is not adapted to the rock mass load acting on the support, at the longwall will occur considerable roof subsidence, what initially will appear in the form of occurrence of roof falls into the longwall working and next, when the inclination of layers will exceed the boundary values, roof caving will follow.

2.2. Method of stability determination of the longwall working part situated close to the longwall face

The method of stability determination of the longwall working part situated close to the longwall face, developed at the Central Mining Institute, treats the rock layer as a type of a bended beam. We consider that the more rigid is its fastening on the ends, the greater can be its length [5, 6]. For caving longwalls the bearing spread of rock layers, occurring in the direct working's ceiling L_{WO} - is determined from the formula:

$$L_{WO} = \frac{0.019 \cdot g^{1.5} \cdot R_c \cdot \left(\frac{0.1}{k_{SE} \cdot h}\right)^{0.25}}{c_{ws}{}^{0.5}(0.5k_{SE} + 0.6)}, \text{ m}, \tag{4}$$

where:

R_c – compressive strength of the rock, situated directly in the ceiling, MPa,

h – extraction height, m,

c_{ws} – specific gravity of layers, occurring directly in the working's ceiling, MN/m^3,

k_{SE} – coefficient of the extraction system,

g – index of roof load-bearing capacity.

In the GIG method we assume that the condition necessary to maintain the part of the longwall working situated close to the longwall face is the maintenance of the following relationship $L_{WO} > l_{wo}$, where:

l_{wo} – highest span of open roof at the longwall face, m, (Fig. 3)

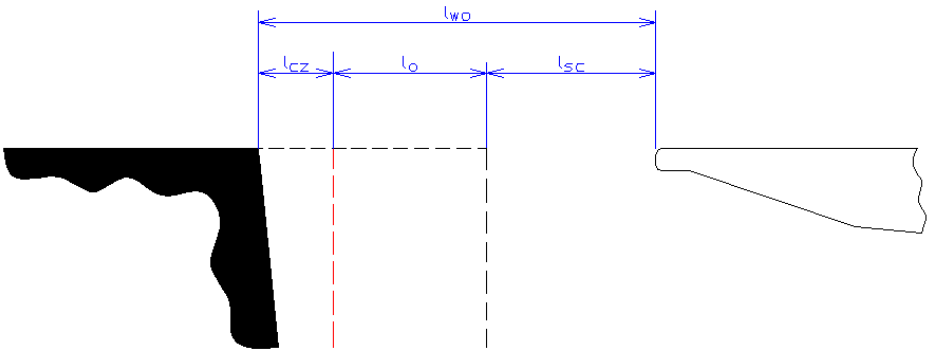


Fig. 3. The highest span of open roof at the longwall face

$$l_{wo} = l_{sc} + l_o + l_{cz}, \text{ m}, \tag{5}$$

where:
l_{sc} – distance of the front end of the support roof-bar from the plane of the longwall face, adopted as perpendicular to the floor, before web starting, m,
l_o – web depth, m,
l_{cz} – roof opening, resulting from the real inclination of the longwall face plane, m,

$$l_{cz} = \frac{h}{\frac{1.2 \cdot R_Z}{q} + 4}, \text{ m}, \tag{6}$$

where:
R_z – coal compressive strength, MPa,
h – longwall height, m,
q – rock mass pressure, calculated from the relationship:

$$q = 0.02 \cdot m_c \cdot G \cdot \cos\alpha \text{ , MPa}, \tag{7}$$

where:
m_c – coefficient of rock mass pressure modification, being the product of partial coefficients, appropriate for the given extraction panel [1],
G – extraction depth, m,
α – angle of seam inclination, degrees.

2.3 Method of determination of the level of „making compliant" a powered support set

In order of the Minister of Economy of 9 June 2006 [18] in clause 440, section 2 the following record can be found: "*Powered support designed for work at longwalls conducted in areas of rock mass tremor occurrence is adapted, through making it compliant, to take over dynamic loads*". The introduction of this record has imposed additional requirements on powered support working in areas of rock mass tremors occurrence. However, in the regulations no method or criteria enabling the assessment of making compliant the support were determined. Work relating to this aspect was conducted at GIG [6, 17], and the Commission for Support and Roof Control subordinated to the President of the State Mining Authority has worked out the "*Rules of selection of making compliant the powered support sets to take over dynamic loads*", which were approved by the Resolution No 647, comprised in the protocol No 4/2005 of 16 December 2005 [19]. According to the "Rules", the powered support set can be made compliant through:

– assurance of suitable height of column of liquid under the prop piston,

– use of valves with suitable technical parameters.

The method of determination of "making compliant" the powered support, i.e. assessment of its ability to take over dynamic loads without contravention of compulsory safety coefficients was based on the theory of disturbed work mass and connected with it flat mathematical model with one degree of freedom [6, 7, 9, 10]. In the model the values of rock mass, prop rigidity and action of the release value as an element suppressing the vibrations were associated.

Taking into consideration these relationships, as well as support set kinematics, the course of force in the hydraulic prop of powered support describes the relationship [6,7,9,10]:

$$f(t) = \frac{1}{\cos\alpha} \cdot \left\{ P_w + F_d \left[1 + k_d \cdot e^{-\delta \cdot t} \cdot \sin(\omega \cdot t - \varphi)\right] \right\}, \text{ N} \tag{8}$$

where:

α – angle of prop inclination with reference to the roof-bar plane, rad.,

t – time of loading down increase, s,

φ – displacement of the force course during loading down with reference to extortion, rad.,

P_w – initial resistance of prop, N,

P_r – working resistance of prop, N,

F_d – force loading down the prop, N,

$$F_d = n_{tz} \cdot P_r - P_w, \text{ N} \tag{9}$$

n_{tz} – coefficient characterising the loading down degree ,

k_d – computational coefficient connected with the angular velocity and value of loading down masses,

ω – angular velocity of the vibrating system, 1/s,

δ – suppression of the vibrating system, 1/s.

The predicted value of the force that will occur in the prop $F_{S\max}$ should have a value lower than the force admissible for the given prop F_N and in connection with the above it should fulfill the condition:

$$F_{S\max} < 1.7 \cdot F_N, \text{ N} \tag{10}$$

When calculating the maximum value of force in the prop we adopt the least favourable case, i.e. that loading down of the support set will follow at the moment, when it will be expanded with initial support resistance. The value 1.7 results from the draft of the European standard of EN-1804 series [11], harmonised with the Machinery Directive; it is the safety coefficient for the prop. It should be mentioned that till May 2004 the value of this coefficient in Poland amounted to 2.2 [12].

3. Method of determination of the longwall damage risk

For the risk assessment of damage of caving longwall working the RISK SCORE method was adapted [3, 6]. On the basis of a number of research activities relating to the prediction of roof maintenance conditions carried out in the last years and their confrontation with the practice, suitable numerical values of the RISK SCORE method were connected with: values of the index of roof load-bearing capacity "g" [1, 2, 4], bearing span of rocks in the part of working situated close to the longwall face [5] and "making compliant" the support [6, 7, 9].

In order to determine the values of risk (*R*), the first step is to determine the index of roof load-bearing capacity "g", which should ensure at the designed longwall the powered support, anticipated for application. Next, basing on the determined values "g" and predicted values of the coefficient of loading down n_{tz}, we calculate the span of non-supported roof in the longwall part situated close to the face – l_{wo}, bearing span of roof layers – L_{WO} and determine the degree of

making compliant the support, resulting from its construction, applied force hydraulics and compulsory for them overload coefficients.

Knowing all described above values, we can ascribe to them specific numerical values for losses (*S*) ad probability (*P*), using the Tables 1 and 2. Supplementing these data with the values of exposition (*E*) from Table 3 we are able, on the basis of Table 4, to determine the categories of risk of damage of longwall working, equipped with a determined powered support type on the basis of the equation:

$$R = S \cdot P \cdot E \tag{11}$$

For the needs of support selection the exposition is determined as the relation of the surface of area or areas of the longwall extraction panel with different probability of longwall damage to the entire surface of the extraction panel – in the case of use of one powered support type at the longwall. Using at the longwall more powered support types we should determine the exposition separately for each type. Then it is a relation of the surface of area or areas of the extraction panel with the same probability value – for the given support type, to the part of longwall surface, which the support should protect.

The losses (*S*), issuing from standstills being the result of impeded roof conditions were estimated for a longwall with output about 900 t/shift and average sale price 40 Euro per ton. For longwalls with planned output exceeding 2000 tons/shift, because of very high costs connected with longwall standstill, the value of losses should be assumed by a category higher than it results from the value "g" (for instance instead the value 3 the value 7 should be adopted).

Table 1

Assessment of potential hazard effects – S

Value	Loss	Description of material losses in Euro or standstill time	Interval of index „g" value
100	very high	more than10 mln Euro more than 330 shifts	$g < 0.65$
40	high	1÷10 mln Euro 32 ÷ 320 shifts	$0.65 \le g < 0.70$
15	mean	100 thous. ÷ 1 mln Euro 4 ÷ 32 shifts	$0.70 \le g < 0.73$
7	low	10 ÷ 100 thous. Euro 1 ÷ 3 shifts	$0.73 \le g < 0.80$
3	small	1 ÷ 10 thous. Euro several hours	$0.80 \le g$ and $L_{WO} < l_{wo}$
1	minimal	below 1 thous Euro temporary standstills	$0.80 \le g$ and $L_{WO} \ge l_{wo}$

Table 2

Assessment of event probability – P

Value	Description	
10	very probable	$g < 0.65$
6	probable	$0.65 \le g < 0.70$
3	possible	$0.70 \le g < 0.73$
1	quite possible	$0.73 \le g < 0.76$
0.5	sporadic	$0.76 \le g < 0.80$
0.2	low	$0.80 \le g$ and $L < l_{wo}$
0.1	very low	$0.80 \le g$ and $L \ge l_{wo}$

Table 3

Assessment of exposition to hazard – E

Value	Description	
10	constant	$E > 80\%$
6	very frequent	$30\% < E \le 80\%$
3	frequent	$20\% < E \le 30\%$
2	sporadic	$10\% < E \le 20\%$
1	occasional	$5\% < E \le 10\%$
0.5	minimal	$E \le 5\%$

Categories of longwall working damage were presented in Table 4.

Table 4

Risk categories – R

Risk category		Value [R]	Action	
[a]	very low risk	$R \le 20$	no actions are necessary (good roof maintenance conditions)	ACCEPTABLE RISK
[b]	low risk	$20 < R \le 70$	attention should be paid (proper roof maintenance conditions)	
[c]	mean risk	$70 < R \le 200$	improvement necessary (impeded roof maintenance conditions)	
[d]	high risk	$200 < R \le 400$	immediate improvement necessary (rock fall)	NON-ACCEPTA B-LE RISK
[e]	very high risk	$R > 400$	stoppage of work should be considered (caving hazard)	

In the case it results from the carried out calculations that R > 200, appropriate technical and technological means should be applied in order to reduce the risk to a acceptable level, i.e. category [a], [b], or [c].

4. Spatial model of de-stressed rock mass

The experiments gained during the use of the support selection method have indicated the usefulness of modification and updating of computational schemes. In the new computational model the spatial system of influences of elements of the geological-mining structure, illustrated in the form of cones (Figure 4), was taken into consideration.

Constituent rock mass elements are defined for example in the form of planes, broken segments or polygons lying on the plane.

With these structures are connected appropriate attributes, determining their properties. These are for example: thicknesses of previously mined seams, time that elapsed from the moment of their extraction, values of rock strength etc. This enables to determine, from every freely selected point of the seam, in conformity with the rules of three dimensional analytical geometry, the conical surfaces cutting all determined rock mass layers, as in Figure 5. Also univocally it identifies the position of the given element of the geological-mining structure, as well as all its properties taken into consideration.

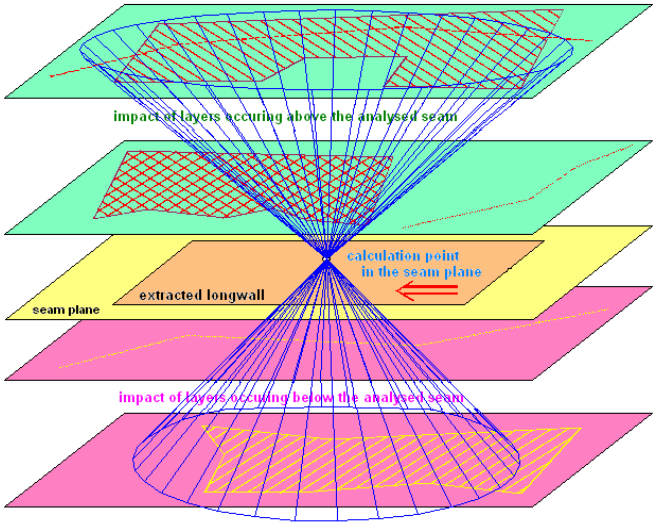


Fig. 4. Geometric model of the extraction panel area

We assume that the area inside the conical surfaces determines the zone of influences of the considered rock mass structures. The magnitude of these influences is additionally dependent on the concentration and geometric location of elements in the earth's interior, and simultaneously on the angle of flare of cones.

For the determined data, most often connected with mining exploitation, the impact of ,for example, real distances from the beginning of longwall life (in terms of distance), changing along the longwall life length and depth of longwall occurrence, nearing to roadways etc. are also taken into consideration.

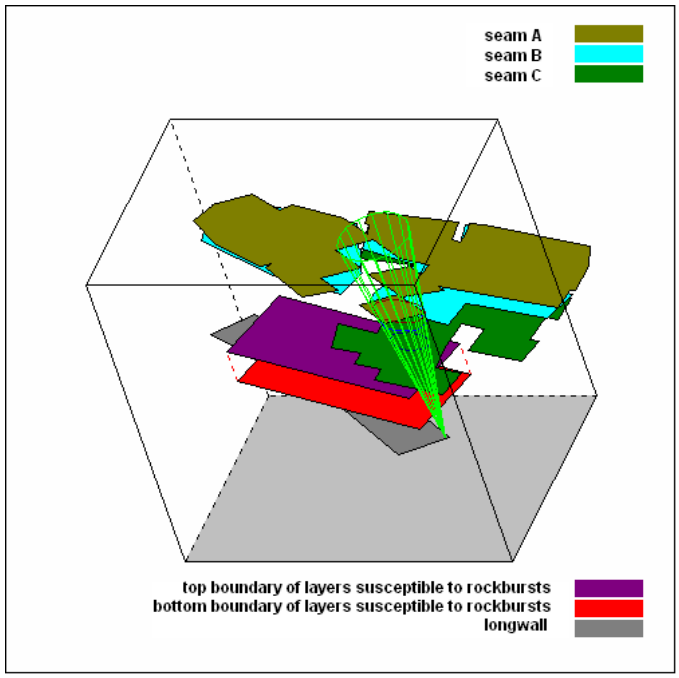


Fig. 5. Perspective view of the extraction area – computational model

As opposed to the traditional calculation method, in all formulae and relationships occur suitably averaged distances, and the result will be multiplied by functions of significance of impact of the given element inside the determined conical surface. Such a calculation method ensures the lack of influence of the given structure element beyond the assumed conical surface, however, in its interior enables mutual impact of many analysed

factors of the rock mass structure.

The presented briefly rock mass model can be used for the determination of value levels of two basic quantities calculated when selecting the support index of roof load-bearing capacity "g", the numerical value of which characterises the state of maintenance of the longwall working roof, and forecasts of maximum energies of tremors in the considered panel.

The required parameters of the rock mass model can be selected according to the results of calculations from archival forecasts from characteristic segments of longwall course, and to adjust them to such segments, where we anticipate the highest hazards. The interpretation possibilities of the model enable also to determine them from the analysis of distribution of tremors, noted during extraction in the longwall area. The registered through rockburst stations seismic events during the longwall run are practically the only measurable, registered in a continuous way data, which can be subject the complex analysis in order to determine the model parameters. Other information, for example on the roof maintenance itself, have most often a descriptive character.

By example coefficients were determined, calculated in the course of support selection, having fundamental impact on the increase and decrease of working load, and changed through the defining of additional multipliers. Changes of some parameters connected with the rock mass special model (such as for instance changeable inclination angles of conical surfaces, considered during calculations) were enabled. These changes, introduced into the computer program, allowed to use the method of search for the optimum of function of many variables, aiming at the best selection of forecast of tremor maxima in the longwall panel – to the real distribution of tremors registered during extraction.

Average levels of tremor energy in the selected longwall group were adjusted. On the basis of carried out calculation series a system of parameters was selected, which occurred most frequently. The result for one of the longwalls was presented in Figure 6.

In the presented in Figure 6 computational example, in the area of left post-extraction remainders impeded conditions of roof maintenance were noted. The attained according to adopted parameters diagram shows this region as an area of decreased (below 0.8) values of the index "g".

The use of the rock mass spatial model for the prediction of maximum tremor energies and the index of roof load-bearing capacity "g" allows to achieve the image of changeability of these values on the area of the entire longwall, and not only in selected face sections. Thus it enables a more complex computational analysis of factors influencing rock maintenance at the longwall, through their precise placing in three geometric dimensions. Thus we can determine the values in areas between the selected, characteristic segments, what opens perspectives for a broader statistical analysis. The effect of this fact is the improvement of quality of the realised predictions. Interesting are also the possibilities of individual adjusting of the parameter system, on the basis of, for example, similar extraction conditions at neighbouring longwalls.

The way of calculation conducting and presentation of results applied in the spatial model, enables to adapt it also to work out measuring data of modern data collecting systems, which began to appear also in Polish mines.

The character of attained diagrams enables risk assessment in the area of the entire longwall, and not only in selected segments of longwall life (in terms of distance). We can determine for example in percentage terms the surface areas counted among appropriate risk categories.

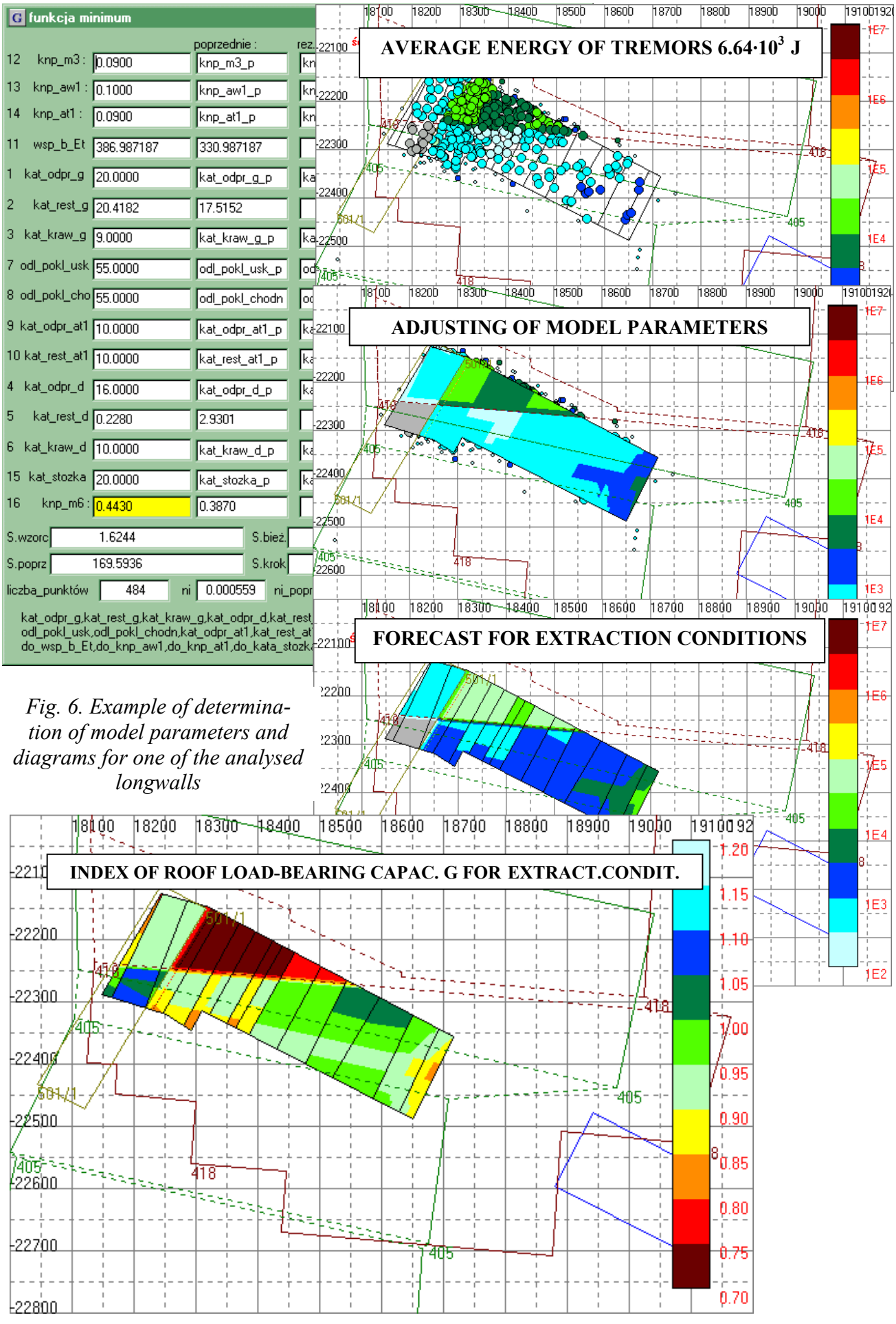


Fig. 6. Example of determination of model parameters and diagrams for one of the analysed longwalls

5. Summary

The presented in the article principles of safe use of powered supports take into account all problems, connected with the subject-matter of correct selection of powered support to determined mining-geological conditions. A suitably early prediction relating to the conditions of roof maintenance through powered support, based in the presented principles, should allow with suitable advance, to undertake technical and technological actions that minimise the possibility of rise of unfavourable event that could influence both the achieved production effects, as well as safety of miners working at the longwall.

The described in the present article methods: index of roof load-bearing capacity "g", risk of longwall working damage, spatial – have been based on long-standing investigations realised at GIG, with respect to cooperation of the support with the rock mass and are currently verified through new observations and underground tests.

The realised research operations, applying the above mentioned methods of support selection for extraction workings are used in practise both by support construction engineers and users.

References

1. Biliński A.: Determination of necessary support resistance for workings of caving longwalls (in Polish). Publications of GIG, Katowice 1995.

2. Biliński A., Kostyk T., Prusek St.: Principles of selection of powered support for longwall workings (in Polish). Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Monthly Magazine of the State Mining Authority WUG). Katowice nr 3 (31)/97.

3. Prusek St., Rajwa S.: Assessment of longwall working damage (in Polish). Wiadomości Górnicze 6/2004.

4. Prusek St.: Determination of correctness of powered support for determined extraction conditions (in Polish). Scientific Publications of GIG. Series Conferences, No 47, Katowice 2004.

5. Prusek St., Rajwa S., A. Walentek: Problem of stability maintenance in the part of the longwall working situated close to the longwall face (in Polish). Scientific Publications of GIG. Series Conference, No 47 Katowice 2004.

6. Rajwa S.: Impact of construction of hydraulic prop in the longwall powered support on roof maintenance (in Polish). Doctoral Dissertation. Katowice 2004.

7. Rajwa S.: Selection of powered support prop for the conditions of dynamic loads (in Polish). KOMAG-GLIWICE. Conference KOMTECH-2000. Szczyrk 2000.

8. Rajwa S., Prusek St., Rawicki Zb.: Estimation of risk of longwall working damage (in Polish). Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie. Monthly Magazine of the State Mining Authority (WUG) No 12(100) 2002 r.

9. Stoiński K.: Mining supports in conditions of rock mass tremor hazards (in Polish). GIG Katowice, 2000.

10. Rajwa S., Prusek St., Rawicki Zb., Walentek A.: Selection of powered support from the viewpoint of occurring rockbursts at the longwall 5, seam 415/1, in the "HALEMBA" colliery (in Polish). Proceedings of the XI International Scientific-Research Conference "Rockbursts 2004". GIG. Katowice, 2004.

11. prEN-1804-5 – Machines for underground mining –Safety requirements – Sheet 5: Longwall powered supports for the conditions of rock mass tremor hazard (in Polish).

12. PN-G-15537;1999 standard – Mining powered support. Hydraulic props. Requirements (in Polish).

13. Płonka M.: Example of selection of caving support for the longwalls 91a and 92a in the "Bytom III" colliery with the use of the spatial model of de-stressed rock mass (in Polish). Scientific Publications of GIG. Series Conferences, No. 42. Katowice 2002.

14. M. Płonka, K. Rułka: Selection of support for caving longwalls using the spatial model of de-stressed rock mass. Direction of Mining Mechanisation up to 2010 (in Polish). KOMTECH Library, 2002.

15. M. Płonka, S. Prusek, K. Rułka: Use of the rock mass spatial model in the support selection method (in Polish), TUR 2003, AGH, Kraków-Krynica, 2003.

16. M. Płonka.: Method of selection of longwall powered supports using the three-dimensional model of de-stressed rock mass (in Polish). Scientific Publications of GIG. Series: Studies – Dissertations – Monographs No. 859. Katowice 2004.

17. Method of making compliant a set of longwall powered support (in Polish). Work of GIG No. 10001256-150 (non-published), Katowice 2006r.

18. Order of the Minister of Economy of 9 June 2006 changing the order regarding safety and occupational hygiene, operation conducting and specialist fire protection in underground mines (in Polish). Law Gazette No. 124, item 863.

19. Principles of selection of making compliant a set of powered support to take over dynamic load (in Polish). Annex to the Resolution No. 647 of the Commission of Mining Workings Support and Roof Control, subordinated to of the President of the State Mining Authority (WUG).

УДК 622.23: 662.76.032.

© Бондаренко В.І.,
Фальштинський В.С.,
Дичковський Р.О.,
Долгий О.А.

ВИХІД ПРОДУКТІВ СПГВ ПРИ ЗАСТОСУВАННІ ГАЗОГЕНЕРАТОРІВ З ШТУЧНОЮ ГЕРМЕТИЗАЦІЄЮ ПОРІД ПОКРІВЛІ ТА ВИГАЗОВАННОГО ПРОСТОРУ

Представлені результати досліджень утворення й виходу продуктів підземної газифікації в умовах створення штучної герметизації порід та вигазованного простору підземного газогенератора.

Представлены результаты исследований образования и выхода продуктов газификации в условиях создания искусственной герметизации пород и выгазованного пространства подземного газогенератора.

Results of underground coal gasification products development and output in created germetization of rockmas and goaf near gas-generator are presented.

У ряді досліджень, що проводилися у лабораторіях інституту ВНДІПідземгаз, виконані роботи з оцінки втрат продуктів газифікації в оточуючий гірський масив, активні втрати дуття і газу при експлуатації підземного газогенератора. Поставлена низка експериментів в природних умовах з метою уточнення характеру руху газу у масиві гірських порід [1, 2, 3]. При оцінці результатів дослідницьких робіт встановлено, що зменшення витоків дуття і газу, при роботі підземного газогенератора, можна досягти зменшенням площі розсіювання (герметизацією вигазованного простору і тріщинуватої надвугільної порідної товщі).

Одним із способів, який дозволяє управляти величиною вигазованного простору і зменшувати тріщинуватість порідних шарів над підземним газогенератором – є ін'єкційна закладка із подачею закладного матеріалу в зону розшарування масиву [4]. Зміна втрат газу і конденсату всередині підземного газогенератора залежить від ряду чинників, основними із яких є підвищений тиск і конструктивні особливості газогенератора [2]. В даній роботі при урахуванні експериментальних, аналітичних та промислових досліджень визначається саме ця залежність.

Якщо позначити через l за середній радіус вибурювання безпосередньої крівлі, $S_{скв}$ за площу контура розсіювання (площа вибурювання порідного масиву), а потім підставити в рівняння витрат, перетворивши його, то отримаємо формулу відносних втрат у підземному га-

зогенераторі:

$$n = \frac{|Q_1| - Q_2}{|Q_1|} = \frac{(P_з{}^2 - P_{к.р}{}^2)\cdot(\kappa_S S_{скв}\cdot \ln\frac{S_{скв}}{\pi\cdot r} + \pi\cdot l) + (P_з{}^2 - P_{к.р}{}^2)\cdot\kappa_S S_{скв}\cdot\ln\frac{S_{скв}}{\pi\cdot r}}{\kappa_S S_{скв}\cdot(P_з{}^2 - P_{к.р}{}^2)\cdot\left[S_{скв}\cdot\ln\frac{S_{скв}}{\pi\cdot r} + \pi\cdot l\right] - (P_Г{}^2 - P_{к.р}{}^2)\cdot\pi\cdot l},$$

де $P_з$ – тиск на вогняному вибої, МПа;

$P_{к.р.}$ – тиск по площі контуру розшарування, МПа;

$P_Г$ – тиск у свердловині, яка відводить газ, МПа;

l – середній радіус вибурювання безпосередньої покрівлі (діаметр тріщин), мм

Визначимо залежність втрат від тиску при різних конструкціях підземного газогенератора:

$$A' = (P^2{}_з - P^2{}_{к.р.})\cdot(S_{скв.}\cdot\ln\frac{S_{скв.}}{\pi\cdot r} + \pi\cdot l) + (P^2{}_Г - P^2{}_{к.р.})\cdot S_{скв.}\cdot\ln\frac{S_{скв.}}{\pi\cdot r};$$

$$B' = \pi\cdot(P^2{}_з - P^2{}_Г);$$

$$C' = (P^2{}_з - P^2{}_{к.р.})\cdot(S_{скв.}\cdot\ln\frac{S_{скв.}}{\pi\cdot r} + \pi\cdot l);$$

$$П = \frac{П}{BS_{скв} + C}.$$

Отже, втрати дуття і газу у підземному газогенераторі прямо пропорційні площі розсіювання. У результаті аналітичних досліджень отримана залежність втрат при різному тиску і конструкціях підземного газогенератора, яка представлена на графіку (рис. 1, а).

При збільшенні тиску з 1,0 до 3,0 МПа на вогняний вибій втрати дуття і газу збільшуються і складають 7,3-24,6% при довжині вогняного каналу 30 м і 7,0-21,4% – з довжиною каналу 25 м.

Ці параметри різко знижуються при герметизації тріщинуватих порід покрівлі ін'єкційною закладною сумішшю. Так, при зміні тиску в газогенераторі на 1-3 МПа втрати досягають 2,5-11,6% (рис. 1, б). Звести втрати у підземному газогенераторі неможливо у зв'язку із неоднорідністю порід і зміною цілісності їх у часі й просторі при вигазовуванні вугільного пласта. Таким чином, суттєве зменшення тріщинуватості шаруватої товщі порід, шляхом ін'єкції у зону зрушення глинистих розчинів, дозволить зменшити міграцію високотемпературних продуктів СПГВ у породах, що вміщають підземний газогенератор.

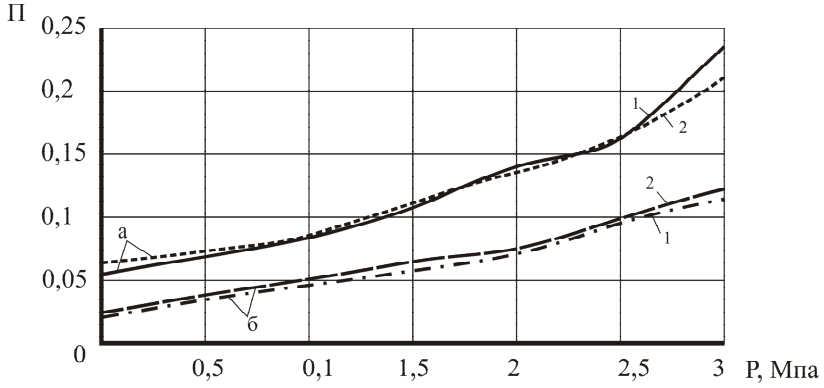


Рис. 1. Залежність втрат дуття і газу при різних значеннях тиску і площі розсіювання, від конструктивних особливостей газогенератора: а – втрати дуття і газу при конструкції газогенератора без ін'єкційної закладки надвугільної товщі; б – втрати дуття і газу при конструкції газогенератора з ін'єкційною закладкою надвугільної товщі;
1 ряд – при довжині вогняного каналу 30 м; 2 ряд – при довжині вогняного каналу 25 м

Проаналізувавши аналітичні дослідження зміни втрат дуття і газоподібних продуктів газифікації вугілля [5, 6], при двох конструкціях підземного газогенератора (із закладкою і без неї), залежно від тиску, можна констатувати:

– зі збільшенням площі вигазовування простору, при зростанні тиску в газогенераторі, більш сприятливими умовами володіє конструкція підземного газогенератора з ін'єкційною закладкою порід покрівлі;

– ін'єкційна закладка надвугільної товщі вигазованного пласта дозволить понизити втрати в межах 4,5-12,8% в підземній частині газогенератора;

– при газифікації свити пластів і використовуванні конструкції газогенератора із закладкою, порядок відпрацювання запасів не впливає на величину втрат.

Для визначення виходу хімічних продуктів газифікації початковими даними являються результати розрахунку матеріального балансу ділянки, спроектованої на пласті c_5 шахтного поля шахти ім. Н.І. Сташкова ВАТ «Павлоградвугілля». Розрахунок матеріального балансу виконаний на ЕОМ за програмою розробленій в НГУ на кафедрі ПРМ [7, 8]. Алгоритм програми представлений на рис. 2.

Результати розрахунку основних показників процесу СПГВ при різних видах дуття узагальнено представлені в табл. 1.

Таблиця 1

Основні показники процесу СПГВ при різних видах дуття

Види дуття	Склад дуття, %			Склад газів, що виходять, %							Q	η
	O_2	CO_2	пара	H_2	CH_4	C	N_2	H_2S	CO_2	O_2	т.с.газу, МДж/м^3	к.п.д %
O_2 N_2	23	-	-	9,4	5,7	18,9	55,3	0,35	9,3	1,2	5,4	72,0
O_2 N_2	65	-	-	16,3	9,8	33,5	20,0	0,8	16,0	3,2	9,6	76,0
O_2 N_2	60	-	-	17,2	10,7	34,9	20,1	0,7	14,3	2,6	9,8	77,0
H_2O+O_2	23	-	8	10,1	6,0	19,3	54,5	0,5	8,0	1,4	5,7	73,0
H_2O+O_2	55	-	19,6	17,5	10,5	35,4	6,0	1,0	25,4	4,0	10,2	78,0
	55	-	34,0	19,2	11,5	28,9	7,2	1,1	18,6	3,3	11,2	82,0
CO_2+O^2	55	41,8	-	17,9	10,1	48,1	1,8	1,2	17,3	34,3	11,6	86,0
	50	32,6	-	16,9	9,6	43,8	2,1	1,1	22,0	3,4	0,9	85,0
	50	43,5	-	17,5	9,7	47,8	2,2	1,1	18,0	3,4	11,5	86,0
CO_2+O_2 + +H_2O	50	32,6	13,3	18,1	10,3	46,9	2,5	0,9	17,7	3,3	11,7	87,0
	45	39,1	12,0	17,7	9,9	48,2	2,41	0,8	17,5	3,2	11,7	87,0

На підставі даних табл. 1 виконується розрахунок основних хімічних продуктів СПГВ (вугільної смоли, сирого бензолу, аміаку, сірки і газогенераторної вологи) [6].

Вихід кам'яновугільної смоли:

$$G_{см}^{d} = \frac{\left(-18,36 + 1,53 \cdot V_{уг}^{d} - 0,0026 \cdot O_2\right) \cdot 100 - A^{d}}{100 \cdot k}, \qquad G_{см}^{r} = \frac{1000 \cdot \left(G_{см}^{d} \cdot W\right)}{10^{4}},$$

де $G_{см}^{d}$ – вихід кам'яновугільної смоли з 1 тонни вугілля, що газифікується, %;

k – емпіричний коефіцієнт, кам'яне вугілля – 0,93, буре вугілля – 0,9;

$V_{уг}^{d}$ – кількість летючих речовин у вугільному пласті, %;

$G_{см}^{r}$ – вихід кам'яновугільної смоли на 1 тонну газифікованого вугілля, кг.

Вихід сирого бензолу:

$$G_б^d = \frac{\left(-1{,}61 + 0{,}14 \cdot V_{уг}^d - 0{,}0016 \cdot O_2\right) \cdot 100 - A^d}{100 \cdot k}, \qquad G_б^r = \frac{1000 \cdot \left(G_б^d \cdot W\right)}{10^4},$$

де $G_б{}^d$ – вихід сирого бензолу із 1 тонни вугілля, що газифікується, %;

$G_б{}^r$ – вихід сирого бензолу із 1 тонни газифікованого вугілля, кг.

Вихід аміаку:

$$G_{ам}^r = b \cdot N_2 \cdot \frac{17}{14},$$

де $G_{ам}{}^r$ – вихід аміаку із однієї тонни вугілля, що газифікується, %,

b – коефіцієнт переходу азоту в пласті, що газифікується, в аміак (кам'яне вугілля – 0,137, буре вугілля – 0,188);

N_2 – кількість азоту одержуваного при газифікації вугілля у відновній зоні, 17 – атомна маса аміаку, 14 – атомна маса азоту.

Вихід сірки:

$$G_s^r = k_S \cdot H_2S \cdot \frac{34}{32},$$

де $G_s{}^r$ – вихід сірки із 1 тонни вугілля, що газифікується, %,

k_s – коефіцієнт переходу сірки у сірководень (кам'яне вугілля – 0,22, буре вугілля 0,31);

H_2S – кількість сірководню, що можна отримати при газифікації вугілля у відновній зоні, %,

34 – молекулярна маса сірководню, 32 – атомна маса сірки.

Вихід газогенераторної вологи (пари):

$$G_{уг}^{вг} = 1000 \cdot \frac{W}{100},$$

де $G_{уг}{}^{вг}$ – вихід газогенераторної вологи із 1 тонни вугілля, кг;

W – вихід вологи (пари) при газифікації вугілля, %.

Результати розрахунку виходу хімічних продуктів газифікації при різних видах дуття і конструкції газогенератора занесені у табл. 2. Виходячи з даних, отриманих аналітичним шляхом, а також із практичного досвіду роботи станцій «Підземгаз», можна констатувати, що склад хімічних продуктів СПГВ залежить не лише від якості вугілля та гірничогеологічних умов, але також і від складу дуттєвої суміші [8].

Таблиця 2

Вихід хімічних продуктів підземної газифікації (кг/доб)

Вид дуттєвої суміші	Вихід хімічних продуктів газифікації (кг/доб)							
	Кам'яновугільна смола		Сирий бензол		Аміак		Сірка	
	Без закладки	З закладкою	Без закладки	З закладкою	Без закладки	З закладкою	Без закладки	З закладкою
O_2N_2	670	773	584	673	1569	1806	148	155
H_2O(пар)+O_2	700	805	599	689	1394	1601	135	141
O_2(30–62%)N_2	747	861	624	739	1330	1531	122	125
CO_2+O_2	776	893	706	813	1311	1509	139	145
CO_2+O_2+H_2O	760	874	726	837	1304	1501	131	138

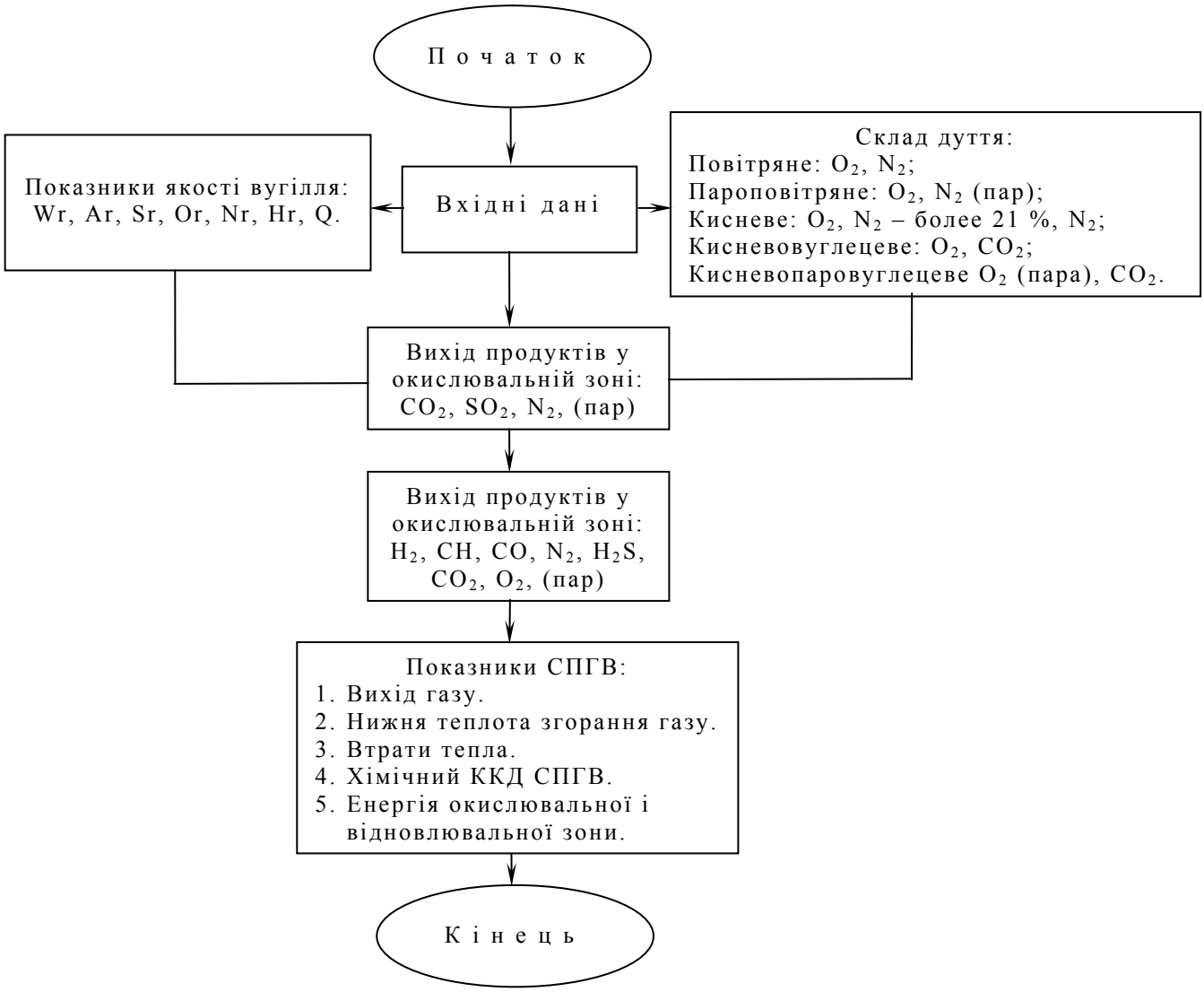


Рис. 2. Алгоритм програми розрахунку матеріального балансу СПГВ

Висновки

Виходячи з отриманих результатів, а також із досвіду роботи станцій «Підземгаз», можна констатувати, що якісні й кількісні показники хімічних продуктів СПГВ залежать не лише від якості вугілля, гірничогеологічних умов, складу дуттєвої суміші, але й від застосування у конструкціях підземних газогенераторів закладки надвугільної товщі порід і вигазованого простору [5].

Застосування при СПГВ підземних газогенераторів ін'єкційної закладки виробленого простору дозволить знизити собівартість отриманого газу на 45,8%, що забезпечується за рахунок збільшення площі газифікованого вугілля в 2,2 рази, ступеня вигазовування вугільного пласта на 7% та підвищення теплотворної здатності газу на 61%.

Список літератури

1. Всесоюзный НИИ подземной газификация угля // Научные труды. – М.: Гортехиздат, 1960. – 162 с.

2. Коротаев Ю.П. Исследования движения газа через пористую середу и жидкость в применении к испытаниям газовых скважин // Разработка газовых месторождений, транспорт и экономика природного газа. / Труды ВННИГаза. – М.: Гостоптехиздат, 1958. – С. 26-47.

3. Л. Ян. Исследование образцового эксперимента и числового моделирования для подземной угольной газификации // Издание №83. – Топливо, 2004. – С. 573-584.

4. Volodymyr I Bondarenko, Volodymyr I. Buzylo,Volodymyr S. Falshtynskiy. Parameters of Injection Fill Above an Underground Gas Generator // Technical, Technological and Economic Aspects of Thin–Seams Coal Mining International Mining Forum 2007. // London / Leiden / New York/ Philadelphia/ Singapore: A.A. Balkema Publishers, 2007. – P. 89-96

5. В.С. Фальштинський, Р.О. Дичковський Розрахунок параметрів ін'єкціювання порідної товщі над підземним газогенератором // Зб. наук. пр. НГУ, Т. 1. – Д.: РВК НГУ, 2006. – №26 – С. 49-56.

6. Савостьянов О.В., Фальштинський В.С., Дичковський Р.О. Механізм поведінки порідної товщі при свердловинній підземній газифікації тонких вугільних пластів // Науковий вісник НГУ, 2007. – №9. – С. 51-61.

7. Янченко Г.А. До розрахунку газоподібних продуктів згоряє і газифікації вугілля за даними газового аналізу // Проблеми фізичних процесів в гірській справі. – М.: МГІ, 1988. – С. 189-191.

8. Фальштинський В.С. Застосування багатокомпонентного складу дуття в процесі свердловинної підземної газифікації вугілля // Науковій вісник НГА України, 2000. – №6.

УДК 622.831.3:681.583.3

© А.В. Белоножко,
В.Е. Фрундин

ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТОСПОСОБНОСТИ ТЕРМОКАТАЛИТИЧЕСКИХ ДАТЧИКОВ МЕТАНА ПРИ АВАРИЙНЫХ ЗАГАЗИРОВАНИЯХ ШАХТ

Досліджено вплив високих концентрацій водню та оксисю вуглецю на роботу термокаталітичних датчиків метану. Встановлені причини, що спричиняють нестабільну роботу газоаналізаторів при аварійних загазуваннях гірничих виробок шахт.

Исследовано влияние высоких концентраций водорода и окиси углерода на работу термокаталитических датчиков метана. Установлены причины, обуславливающие нестабильную работу газоанализаторов при аварийных загазированиях горных выработок шахт.

The high concentrations hydrogen and carbon oxide are investigations on work of methane catalytic thermal sensors are influence. The reasons, which suppose unstable work of gas analyzer at emergency exceeding of concentration of gas of the mountain making of mines, are set.

Предотвращение взрывов метана является одной из наиболее актуальных проблем для угольной отрасли. Наибольшего применения для контроля содержания метана в горных выработках шахт Украины и за рубежом нашли газоанализаторы, основанные на термокаталитическом методе измерения. Существенными недостатками метанометров с термокаталитическими датчиками являются ограниченность диапазона измерения (теоретически до 9,5 об.% CH_4, а практически до 4-5 об.% CH_4), неоднозначность показаний при изменении содержания метана в анализируемой среде от 0 до 100 об. %. Последний недостаток за счет конструктивных и схемных решений удалось устранить, и современные модели метанометров имеют вы-

сокие характеристики: основная абсолютная погрешность измерения не превышает ±0,2 об.% CH_4, а время установления показаний не более 20-30 с.

В качестве первичных преобразователей в метанометрах обычно используются однокамерные термокаталитические датчики, состоящие из двух элементов – рабочего (активного) и сравнительного, имеющих одинаковые геометрические размеры и расположенные в общей камере реакции. Такое техническое решение позволило практически исключить влияние неизмеримых компонентов и изменения параметров анализируемой среды на погрешность измерения.

Атмосфера горных выработок шахт при взрывах, пожарах и выбросах угля, газа и породы резко изменяется по составу – падает содержание кислорода, и появляются пожарные газы: оксид и диоксид углерода, водород, а при выбросах скачкообразно увеличивается содержание метана [1]. Содержания оксида углерода и водорода в рудничном воздухе при этом достигает до 2,0 об. %, а иногда и больше, и анализируемая смесь будет содержать три горючих компонента, при этом взрывчатые свойства атмосферы резко возрастают.

Теоретические и экспериментальные исследования термокаталитического датчика в нормальных условиях эксплуатации достаточно полно изложены в литературе [2-4]. В то же время вопросам обеспечения работоспособности существующих термокаталитических датчиков при аварийных условиях, когда помимо метана в атмосфере горных выработок могут в значительных количествах присутствовать водород, оксид углерода и высшие гомологи метана, в достаточной мере не изучены.

Целью настоящей работы является исследование работоспособности существующих и разработанных термокаталитических датчиков при взрывах, пожарах и внезапных выбросах, когда в рудничной атмосфере могут в значительных количествах присутствовать названные ранее газы.

В основу теоретических исследований работы термокаталитического датчика при нормальных условиях было положено, что теплообмен элементов датчика с анализируемой смесью и ее доставка к ним происходит в основном за счет теплоотдачи и свободной конвекции, что соответствовало конструкции датчика: реакционная камера (цилиндр из двойной сетки) имеет внутренний диаметр около 15 мм и высоту 15-20 мм. При этом тепловой эффект от беспламенного сжигания любого горючего газа на рабочем элементе датчика будет пропорционален произведению теплоты окисления этого компонента на его коэффициент диффузии в степени 2/3.

Конструкция термокаталитических датчиков, изготавливаемого в настоящее время, как в Украине, так и за рубежом, имеет значительно меньшие габариты. Камера реакции выполняется из керамики или металлокерамики с внутренним диаметром 5-6 мм. Для исключения влияния рабочего и сравнительного элементов друг на друга они разделены экраном, т.е. эффективный диаметр камер, в которых расположены элементы, будет не более 3 мм, что практически исключает свободную конвенцию. Доставка компонентов анализируемого воздуха и теплообмен со средой в таких датчиках осуществляется за счет диффузии и теплопроводности как в кондуктометрических датчиках.

Следовательно, тепловой поток, выделяющийся на рабочем элементе термокаталитического датчика, будет определяться свойствами катализатора, конструкцией элемента и пропорционален произведению теплоты окисления горючего компонента на его коэффициент диффузии:

$$Q = KgDC,$$

где K – коэффициент, учитывающий конструктивные особенности датчика и свойства катализатора, Кмоль·с/м^2;

g – удельная теплота окисления горючего компонента, Дж/Кмоль;

D – коэффициент диффузии горючего компонента, м^2/с;

C – объемное содержание горючего компонента.

Рудничный воздух в аварийных ситуациях можно рассматривать как смесь горючих газов, а каждый из них диффундирует независимо со своим коэффициентом диффузии. При

этом тепловой эффект от каждого горючего компонента также независим, а тепловой поток от реакции окисления горючих компонентов и выходной сигнал датчика должны быть равны сумме теплового эффекта и сумме выходных сигналов от каждого компонента.

Значения коэффициентов диффузии и удельной теплоты окисления для горючих газов приведены в таблице [5].

Таблица

Теплофизические свойства горючих газов

Наименование газа	Коэффициент диффузии, $м^2/с$	Удельная теплота окисления, Дж/Кмоль	Величина произведения gD, $Дж \cdot м^2/Кмоль \cdot с$
Метан	$19{,}6 \cdot 10^{-6}$	$890 \cdot 10^6$	$174{,}44 \cdot 10^2$
Водород	$66{,}0 \cdot 10^{-6}$	$287 \cdot 10^6$	$189{,}42 \cdot 10^2$
Оксид углерода	$17{,}4 \cdot 10^{-6}$	$283 \cdot 10^6$	$49{,}24 \cdot 10^2$

С учетом данных таблицы, тепловой эффект от реакции окисления горючих компонентов рудничного воздуха на рабочем элементе термокаталитического датчика будет:

– для метана $Q_{CH4} = 174{,}44 \cdot 10^2 \, K \cdot C_{CH4}$;

– для водорода $Q_{H2} = 189{,}42 \cdot 10^2 \cdot K \cdot C_{H2}$;

– для оксида углерода $Q_{CO} = 49{,}24 \cdot 10^2 \cdot K \cdot C_{CO}$.

В итоге можно сделать вывод, что хотя удельная теплота окисления водорода в 3 раза меньше удельной теплоты окисления метана, удельный тепловой эффект от реакции его окисления на рабочем элементе датчика будет даже больше, чем от метана (по водороду в 1,08 раз больше, чем на 1 об.% метана, а по оксиду углерода будет составлять 0,28 от тепловыделения по метану).

Экспериментальная проверка полученных результатов была выполнена с применением аттестованных газовых смесей.

Испытанием были подвергнуты пять серийных термокаталитических датчиков, выпускаемых ОАО «Красный Металлист», и пять двухкамерных термокаталитических датчиков, выполненных в соответствии с [6]. Основной отличительной особенностью предложенных двухкамерных датчиков [6] является то, что рабочий и сравнительный элементы установлены в отдельные реакционные камеры с различными калиброванными отверстиями для подачи анализируемой смеси, причем диффузионная проводимость отверстия камеры, в которой установлен сравнительный элемент, выбирается значительно меньше диффузионной проводимости отверстия камеры с рабочим элементом. При выполнении такого условия даже в случае, если окисление водорода и оксида углерода интенсивно протекает как на рабочем, так и сравнительном элементе, разносный сигнал, полученный при включении элементов в мостовую схему, будет пропорционален суммарной теплотворной способности горючих газов в анализируемой смеси.

При исследованиях были использованы три бинарные аттестованные газовоздушные смеси с содержанием горючих компонентов: CH_4 – 1,63 об.%, H_2 – 1,03 об.%, CO – 0,437 об.%, а также метано-водородо-воздушная смесь с содержанием компонентов: CH_4 – 1,85 об.% и H_2 – 1,5 об.%.

Исследования серийных термогрупп выполнялись методически в следующей последовательности: первоначально газовоздушная смесь подавалась к рабочему и сравнительному элементам датчика (использовалась одна серийная термогруппа, оба элемента термогруппы находились в анализируемой смеси), потом смесь подавалась только к рабочему или сравнительному элементам датчика, а вторые элементы находились в чистом воздухе (использовали отдельные элементы двух серийных датчиков, один из которых помещали в анализируемую смесь, а другой находился в воздухе). Раздельная подача газовых смесей к рабочему и сравнительному термоэлементам осуществлялась с целью изучения процесса окисления водорода и оксида углерода на рабочем и сравнительном элементах термокаталитического датчика.

В результате этих исследований было установлено, что при подаче водородовоздушной смеси в серийный термокаталитический датчик выходной сигнал мостовой измерительной смеси был в среднем в два раза меньше, чем от метана, а при подаче смеси с содержанием оксида углерода выходной сигнал был равен нулю. При анализе метано-водородо-воздушной смеси выходной сигнал соответствовал 1,7 об. % CH_4, т.е. был меньше, чем если бы в смеси был только метан. При подаче анализируемой смеси только к одному элементу датчика оказалось, что на рабочем и сравнительном элементах термокаталитического датчика окисляются водород и оксид углерода, причем последний с одинаковой скоростью, что приводит к активизации сравнительного элемента, а в целом к непригодности серийного термокаталитического датчика для работы в аварийных условиях. При образовании в рудничной атмосфере взрывной концентрации метана и наличии в ней водорода и оксида углерода применение серийных термокаталитических датчиков приводит к ложным показаниям, что может привести к крупным авариям с человеческими жертвами.

Исследование двухкамерной термогруппы, выполненной в соответствии с [6], показали, что выходной сигнал по водороду в 1,15 раз больше чем сигнал при той же концентрации метана, а по оксиду углерода составляет 0,37 от сигнала по метану. При анализе метано-водородо-воздушной смеси выходной сигнал был равен сумме сигналов от обоих горючих компонентов.

При экспериментальных исследованиях термокаталитических датчиков дополнительно установлено, что время установления показаний двухкамерных термокаталитических датчиков [6] при скачкообразном увеличении концентрации горючих газов, примерно на пять секунд меньше, чем серийных, что объясняется задержкой во времени установления концентрации метана в камере анализа сравнительного элемента за счет меньшего диффузионного отверстия.

Выводы

В аварийных условиях (при взрывах, пожарах, внезапных выбросах угля, породы и газа), когда помимо метана в атмосфере горных выработок могут в значительных количествах присутствовать водород, оксид углерода и высшие гомологи метана, существующие термокаталитические датчики не обеспечивают требуемой точности контроля взрывоопасности газовой смеси. Это связано с тем, что водород и оксид углерода активно окисляются не только на рабочем, но и на сравнительном термоэлементе датчика, в результате чего активизируют его и существенно снижают выходной сигнал термокаталитического датчика. Указанное явление приводит к ложным показаниям аппаратуры газовой защиты, что может стать причиной аварии с человеческими жертвами.

При применении предложенного двухкамерного термокаталитического датчика [6], в котором рабочий и сравнительный элементы установлены в отдельные реакционные камеры с различными калиброванными отверстиями, диаметр которых выбирается так, чтобы диффузионная проводимость отверстия камеры, в которой установлен сравнительный элемент, была значительно меньше диффузионной проводимости отверстия камеры с рабочим элементом, выходной сигнал датчика равен сумме сигналов от всех горючих компонентов газовой смеси. Применение таких датчиков позволяет существенно повысить надежность контроля взрывоопасности газовой смеси и предотвратить возникновение аварий, причиной которых является несрабатывание аппаратуры газовой защиты.

Список литературы

1. Егоров В.А., Кондратенко И.Д. Концентрация газов и количественные их отношения в рудничном воздухе при пожарах, взрывах и внезапных выбросах угля и газа // Уголь Украины, 1970. – №1. – С. 46-48.

2. Щербань А.Н., Фурман Н.И. Методы и средства контроля рудничного газа. – К.: Наукова думка, 1965. – 411 с.

3. Теоретические и экспериментальные исследования термокаталитического датчика метана / Фрундин В.Е., Лимаренко П.Л, Николаенко В.В. и др. // Автоматизация контроля параметров рудничной атмосферы и управление проветривания шахт. – К.: Наукова думка, 1974. – Вып. 1. – С. 99-117.

4. Карпов Е.Ф., Басовский Б.И., Биренберг И.Э. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы. – М.: Недра, 1984. – 285 с.

5. Варгафтик Н.Б. Справочник по теплофизическим свойствам газов и жидкостей. – М.: Наука, 1972. – 720 с.

6. Голинько В.И., Белоножко А.В. Совершенствование термокаталитического метода контроля содержания метана в рудничной атмосфере // Гірнича електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. – 2006. – Вип. 77. – С. 81-87.

УДК 622.271.3

© И.Л. Гуменик,
А.М. Маевский,
Н.И. Просандеев

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕХОДА С ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПОДЗЕМНЫЕ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРИВБАССА

У статті приведені дані досліджень, які направлені на обгрунтування ефективних схем внутрішньокар'єрного відвалоутворення при переході з відкритих робіт на підземні.

В статье привелены данные исследований, направленным на обоснование эффективных схем внутрикарьерного отвалообразования при переходе с открытых работ на подземные.

The article dials with information of researches is resulted directed on the ground of effective charts of the internal dumping in change from the open to underground mining works.

При отработке крутопадающих месторождений Кривбасса открытым способом разработки, учитывая, что многие карьеры достигли конечной предельной глубины, является актуальным переход на подземные работы. Одним из перспективных направлений повышения эффективности этого перехода может быть использование внутрикарьерного отвалообразования, которое позволяет сократить значительные земельные площади, отчуждаемые под внешние отвалы, повысить длительную устойчивость бортов карьеров за счет их пригрузки породами вскрыши, улучшить условия подземной разработки залежи ниже дна карьера. При этом также достигается значительная экономия затрат на транспортирование вскрышных пород.

Поэтому предлагается исследовать возможность, и установить целесообразность внутрикарьерного отвалообразования (ВКО) вскрышных пород при открытой и открыто-подземной разработке крутопадающих месторождений большой протяженности, при комбинированной системе разработки.

Ниже приведены результаты исследований по выявлению условий эффективного применения внутрикарьерного отвалообразования вскрышных пород в переходной зоне при комбинированной разработке месторождения. Исследования выполнены для следующих основных схем подготовки карьерных полей и развития фронта горных работ Кривбасса (рис. 1, а-г).

I схема. Продольная подготовка карьерного поля и поперечное развитие горных работ (т.е. однобортовая система разработки, рис. 1, а).

Для обеспечения технологической возможности применения ВКО, в этом случае, необходимо при достижении начала переходной зоны произвести интенсивную углубку карьера до его конечной глубины на одном из флангов. В основной период эксплуатации карьера направление углубки горных работ следует ориентировать по лежачему боку залежи, что обес-

печит большой объем внутрикарьерного складирования пород вскрыши при доработке последних горизонтов.

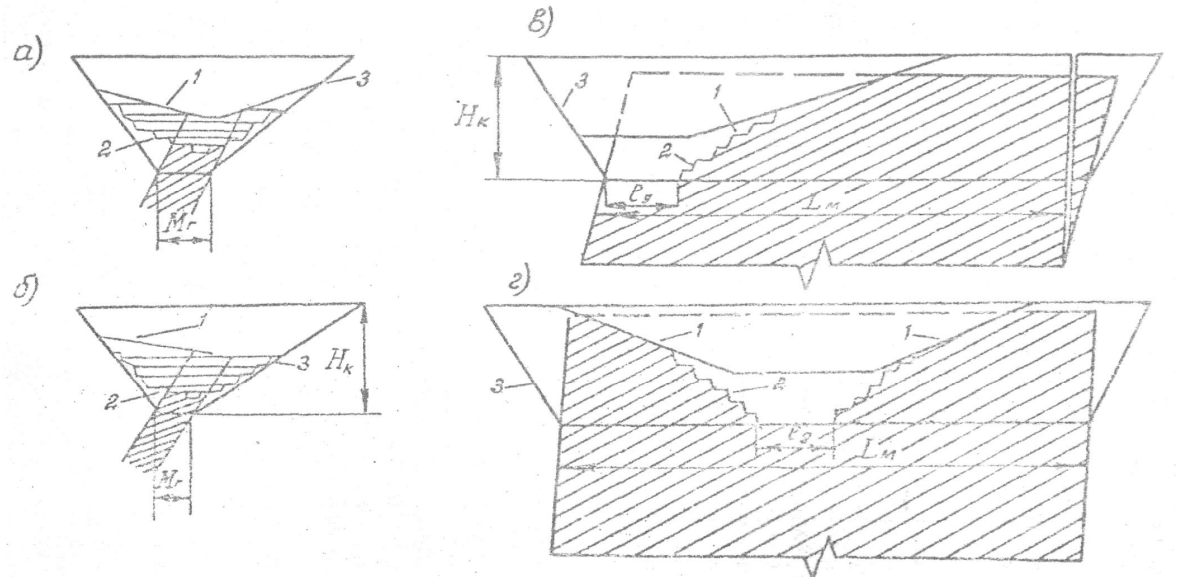


Рис. 1. Технологические схемы доработки глубоких горизонтов месторождения при наличии внутрикарьерного складирования пород вскрыши (а, б, в, г – соответственно схемы 1, 2, 3 и 4): 1 – рабочий борт основного участка карьера; 2 – рабочий борт «передового» карьера; 3 – конечный контур карьера

II схема. Продольная подготовка карьерного поля и развитие фронта горных работ от центра к флангам (двухбортовая система разработки, рис. 1, б).

В этом случае также необходимо производить интенсивную углубку карьера на одном из его флангов для создания первоначального фронта отвальных работ (т.е. создания «передового карьера»).

III схема. Поперечная подготовка карьерного поля и продольное развитие фронта горных работ (однобортовая система разработки, рис. 1, в). В этом случае углубка карьера до конечной глубины производится па одном из его флангов. Интенсивность углубки может быть принята такой же, как и в основной эксплуатационный период, поскольку рабочие зоны на основном и передовом участках здесь совмещены, т.е. нет необходимости в создании «передового карьера».

IV схема. Поперечная подготовка карьерного поля и продольное развитие фронта горных работ от центра карьера к его флангам (рис. 1, г.).

Направление углубки горных работ по центру карьера. Необходимость создания «передового карьера» будет зависеть от длины залежи по простиранию, а также технологических параметров открытой разработки. Для рассматриваемой схемы протяженность нижней части «передового карьера» должна быть в два раза большей, чем для предыдущих схем (I-III).

Для всех рассмотренных схем подготовки карьерного поля и развития фронта горных работ, с целью обеспечения технологической возможности внутрикарьерного отвалообразования пород вскрыши, следует создавать «передовой карьер» (опережающий участок).

Исследованиями авторов установлено, что интенсивность углубки горных работ на этом опережающем участке будет зависеть от установленной заранее текущей глубины карьера, с которой необходимо осуществлять переход на интенсивную углубку, от длины залежи по простиранию, производительности карьера по руде и вскрыше, а также от угла откоса рабочего борта и величины годового понижения горных работ на основном участке.

Одним из основных преимуществ применения внутреннего отвалообразования вскрышных пород при разработке крутопадающих залежей большой протяженности является сокращение расстояния транспортирования, которое зависит от положений центра тяжести

перевозок на рабочем и отвальном бортах карьера (рис. 2). В общем случае средневзвешенное расстояние транспортирования вскрышных пород во внутренние отвалы размещаемые в выработанном пространстве карьера в переходный период, определяется из формулы

$$l_{B.O.} = \left[\begin{matrix} Ho\left[Bд + 4/3Ho \cdot ctg\beta ср + lд + 2/3Ho\left(ctg\beta o + ctg\gamma\right)\right] + \\ \left[B_Д + 2/3ctg\beta ср\left(Ho + Hк + Hп\right) + Lн\right] \cdot \left(Hк + Hп - Ho\right) \end{matrix}\right] \cdot \frac{1}{Ho + Hк}, \text{ м}, \quad (1)$$

где *Но* – высота внутреннего отвала вскрышных пород, м;

βо – результирующий угол откоса отвала, градусы;

Вд – ширина дна карьера, м;

βср и *γ* – соответственно углы откоса нерабочего и рабочего бортов карьера, градусы;

Нп – высота переходной зоны, м;

1д – расстояние между отвальным и добычным уступами на уровне отметки дна карьера, м;

Lн – расстояние транспортирования по наклонной части трассы движения средств транспорта, м.

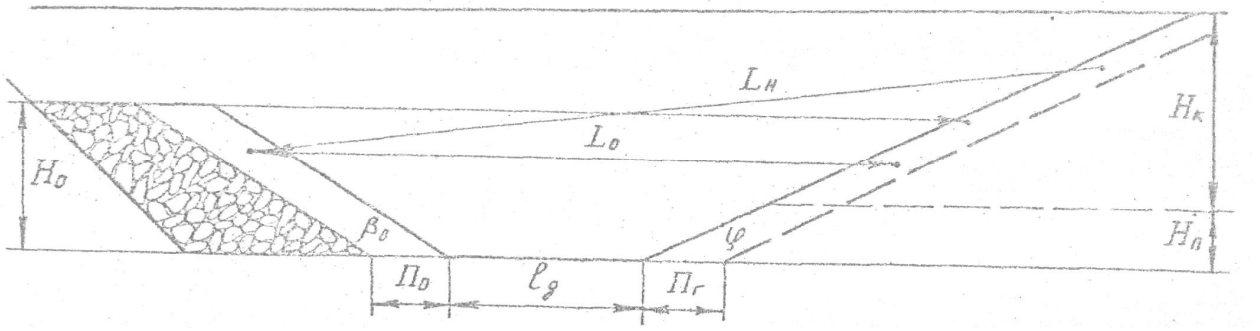


Рис. 2. К определению расстояния транспортирования вскрышных пород во внутренний отвал

Величина Lн определяется исходя из геометрических параметров карьера и отвала

$$Lн = \sqrt{\left[2/3\left(Hк - Ho\right)\right]^2 + \left[2/3\left(Hк - Ho\right)ctg\gamma + Lcp\right]}, \text{ м}, \quad (2)$$

где $Lcp = lд + 2/3Ho\left(ctg\beta o + ctg\gamma\right)$, м.

Полученное расчетное значение величины *L* проверяется по условию

$$Lн \prec 2/3i\left(Hк - Ho\right), \text{ м}. \quad (3)$$

где *i* – уклон трассы движения средств транспорта.

При выполнении условия (3) *L*н следует принимать равным

$$2/3i\left(Hк - Ho\right), \text{ м}.$$

Высота внутреннего отвала определяется исходя из извлекаемых годовых объемов вскрышных пород, параметров выработанного пространства и степени комплексного использования вскрышных пород (рис. 1).

$$Ho = \frac{-Bд \pm \sqrt{Bд^2 + 2ctg^2\beta ср Hк^2\left(1 - Kc\right)Kp}}{2ctg\beta ср}, \text{ м}. \quad (4)$$

где *Кс* – коэффициент, характеризующий степень комплексного использования вскрышных пород;

Кр – коэффициент разрыхления породы в отвале.

Формулу (4) следует применять при разработке залежи в переходной зоне открытым

способом (на глубину $\Delta Hк$).

При разработке залежи на полную глубину $Hп$ комбинированным способом с применением открытых и открыто-подземных работ высоту внутреннего отвала вскрышных пород следует определять по формуле:

$$Ho = \frac{\left(2Hп \cdot ctg\beta ср - Mг\right) \pm \sqrt{\begin{matrix}\left(2Hп \cdot ctg\beta ср - Mг\right)^2 - 4 \cdot ctg\beta ср \cdot \\ \left[Hп^2 \cdot ctg\beta ср + 0{,}5\left(Bд.o + Mг\right)Hп\right] \\ - MгHп - Hк^2 \cdot ctg\beta ср\left(1 - Kc\right)Kp\end{matrix}}}{2ctg\beta ср}, \text{ м}, \quad (5)$$

где $Bд.o$ – ширина дна выработанного пространства переходной зоны, м;

$Mг$ – горизонтальная мощность залежи, м.

$$Bд.o = Mг - Hп\left(ctg\beta' в + ctg\beta' л\right), \text{ м}. \quad (6)$$

В формулах 4-5 подкоренное выражение $Hк^2 \cdot ctg\beta ср\left(1 - Kc\right)Kp$ представляет собой объем вскрышных пород, извлекаемых из карьера глубиной $Hк$. При небольших объемах вскрыши, направляемой во внутренний отвал, его высота может быть меньше величины Но. В этом случае вместо формулы 5, в которой подкоренное выражение будет отрицательным, следует применять формулу:

$$Ho = \frac{-Bд \pm \sqrt{Bд.o^2 + 4ctg\beta' Hк^2 ctg\beta ср\left(1 - Kc\right)Kp}}{2ctg\beta'}, \text{ м}. \quad (7)$$

По полученным аналитическим выражениям (1-3 и 5, 7) для условий Анновского карьера СевГОК ($Mг$ = 300 м, $\beta ср$ = 35°, γ = 20°) и заданного диапазона изменения глубины перехода на внутреннее отвалообразование ($Hк$ = 100-500 м) и $Hп$ = 50-250 м определены средневзвешенные расстояния транспортирования пород вскрыши во внутренний отвал (табл. 1). Отметка основания отвала соответствует отметке дна выработанного пространства переходной зоны.

Таблица 1

Средневзвешенные расстояния транспортирования пород вскрыши во внутренний отвал ($lв.o$), км

Предельная глубина карьера, $Hк$, м	Высота переходной зоны, м				
	50	100	150	200	250
100	1,08* / 0,68	1,56 / 0,93	2,05 / 1,20	2,44 / 1,36	2,92 / 1,5
200	1,16 / 1,13	1,50 / 1,43	1,73 / 1,62	1,96 / 1,83	2,16 / 2,00
300	1,72	1,93	2,28	2,51	2,70
400	2,33	2,70	2,94	3,18	3,30
500	3,11	3,20	3,59	3,84	4,05

*В числителе и знаменателе приведены значения 1в.о соответственно при железнодорожном и автомобильном транспорте.

Из результатов расчетов (табл. 1) видно, что на изменение расстояния транспортирования вскрыши во внутренний отвал наибольшее влияние оказывает предельная глубина карьера, при которой осуществляется переход на внутрикарьерное отвалообразование пород вскрыши. Высота переходной зоны $Hп$ также влияет на изменение расстояния транспортирования, однако в меньшей мере.

Принимая для Анновского карьера СевГОК усредненные значения *Нк* = 300-350 м и *Ни* = 115 м, получим величину 1в.о равной в этих условиях 2,0-2,2 км. Следует отметить, что с увеличением глубины перехода на внутреннее отвалообразование, т.е. с увеличением *Нк*, средневзвешенное расстояние транспортирования *1в.о* не зависит от применяемого вида транспорта (автомобильного или железнодорожного). Это объясняется тем, что с увеличением *Нк* возрастают размеры выработанного пространства карьера и протяженность наклонной части трассы *Lн* по геометрическим параметрам карьера (см. формулу 2) превышает требуемую *Lн*, исходя из преодолеваемых транспортными средствами уклонов трассы (условие 3) .

В табл. 2, 3 приведены результаты сравнительной оценки эффективности транспортирования вскрышных пород во внутренние отвалы. Сокращение расстояния транспортирования при внутреннем отвалообразовании приводит к соответствующему снижению эксплуатационных и капитальных затрат на транспортирование, удельный вес которых в себестоимости 1 м^3 вскрыши на карьерах Кривбасса достигает 50-60% (табл. 2). Удельные затраты на транспортирование вскрышных пород во внешние отвалы железнодорожным и автомобильно-железнодорожным средствами транспорта для условий карьеров Кривбасса составляют 1,41 грн/м^3 км. Полные затраты на транспортирование 1 м^3 вскрыши во внешние отвалы при расстояниях, равных 6-17 км, составляют, соответственно 9,0-19,5 грн (табл. 2).

Таблица 2

Основные показатели процесса транспортирования вскрышных пород на ГОКах Кривбасса

ГОКи	Расстояние транспортирования, км	Себестоимость 1 м^3 вскрыши, грн	В т.ч. затраты на транспортирование, грн/м^3	Удельный вес затрат на транспортирование вскрыши, %	Удельные затраты на транспортирование вскрыши, грн/м^3 км
СевГОК	7,40	16,80	9,15	54,00	1,20
ЦГОК	16,90	22,05	9,75	44,10	0,60
НКГОК	10,80	30,15	19,20	63,70	1,80
ЮГОК	9,80	27,15	12,45	45,80	1,35
ИнГОК	6,20	23,10	13,80	59,50	2,10

Таблица 3

Расчетные показатели процесса транспортирования вскрышных пород при внутреннем отвалообразовании

Глубина перехода на внутреннее отвалообразование, м	Расстояние транспортирования, км	Объем транспортируемой вскрыши, млн. м^3/год	Удельные эксплуатационные затраты на транспортирование, грн/м^3		Суммарные эксплуатационные затраты на транспортирование, млн. грн/год		Затраты при внешнем отвалообразовании, млн. грн/год
			автотранспорт	ж.д. транспорт	автотранспорт	ж.д. транспорт	
100	$\frac{1,56^*}{0,93}$	1,29	3,60	2,25	4,65	2,85	11,85
200	$\frac{1,5}{1,43}$	5,16	5,55	2,10	28,65	10,80	47,25
300	1,93	11,60	7,50	2,85	87,00	33,15	105,15
400	2,70	20,64	10,50	3,90	216,75	80,55	188,85
500	3,20	32,25	12,45	4,65	401,55	150,00	295,05

*В числителе и знаменателе приведены соответственно величины расстояний транспортирования при применении железнодорожного и автомобильного транспорта.

Расчетные показатели процесса транспортирования вскрышных пород при внутреннем огвалообразовании существенно улучшаются (табл. 3), особенно в случае применения железнодорожного транспорта. Так, например, для условий Анновского карьера СевГОК (*Нк* = 300-350 м) затраты на транспортирование вскрыши (*1в.о* – 1,9-2,1 км) уменьшаются в 1,2 и 3,2 раза, соответственно при применении автомобильного и железнодорожного транспорта, что в абсолютных величинах составляет 18 и 72 млн. грн годовой экономии эксплуатационных расходов.

Таким образом выполненными исследованиями показана возможность и доказана целесообразность внутрикарьерного отвалообразования вскрышных пород, использование которого позволит повысить эффективность перехода с открытых горных работ на подземные при отработке крутопадающих месторождений Кривбасса.

УДК 551.131:622

© Тимощук В.І.,
Демченко Ю.І.,
Загриценко А.М.,
Шерстюк Є.А.

ВПЛИВ ОБ'ЄКТІВ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА НА ГІДРОГЕОМЕХАНІЧНИЙ СТАН ПРИЛЕГЛИХ ТЕРИТОРІЙ В УМОВАХ КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ

В роботі, за результатами чисельного моделювання, досліджений вплив техногенних змін гідродинамічного та гідрогеохімічного режимів підземних вод, викликаних діяльністю об’єктів гірничого виробництва на геомеханічну стійкість гірських масивів.

В работе, за результатами чисельного моделирования, исследовано влияние техногенных изменений гидродинамического и гидрогеохимического режимов подземных вод, вызванных деятельностью объектов горного производства на геомеханическую устойчивость горного массива.

In work by results of multiple modeling are researched of technogenic changes of hydrodynamical and hydrogeochemical modes of the underground waters caused by activity of objects of mining on geomechanical stability of a massif.

Розвиток видобувної промисловості в умовах Криворізького залізорудного басейну супроводжується залученням у сферу несприятливого техногенного впливу територій, що прилягають до об'єктів гірничого виробництва.

Рівень впливу на геологічне середовище багато в чому визначається характером діючих факторів, серед яких основне місце, крім відкритих і підземних гірничих робіт, займають відвали гірських порід, сховища хімічно шкідливих відходів, ставки-накопичувачі. Останні здійснюють як безпосередній вплив на породні масиви в межах ділянок їхнього розташування, так і опосередковане – за межами їх розташування в результаті деформацій гідрогеологічного і гідрогеохімічного режимів підземних вод.

Характерним результатом впливу гірничопромислових об'єктів на гідрогеомеханічний стан породних масивів є розвиток негативних інженерно-геологічних процесів, позв'язаних зі змінами рівневого режиму підземних вод і їх хімічного складу – суфозії, карстоутворення, просадних явищ і зсувів.

До особливостей геолого-гідрогеологічних умов території Криворізького басейну відноситься розвиток у межах верхньої частини геологічного розрізу відкладень, представлених

товщею неогенових пісків і вапняків, а також лесових порід четвертинного комплексу. Як вапняки, так і лесові породи, в тому чи іншому ступені, піддаються впливу змін гідродинамічного і гідрогеохімічного характеру, результатом чого є порушення стану масивів порід.

Вплив об'єктів гірничопромислового комплексу на гідрогеомеханічний стан породних масивів розглянуто на прикладі території с. Новоселівка Широківського району, розташованого в межах 0,6...3,3 км від гідроспоруд «Войкове» і «Об'єднане» (ЗАТ «ПГЗК», ЗАТ «Міттал Стіл Кривий Ріг»), ставка-накопичувача в балці Свистуново (ГП «Кривбасс-шахтозакриття»), а також відвалів порожніх порід «Лівобережний» (ЗАТ «ПГЗК»).

Протягом останніх двох десятиліть на території села відзначена активізація інженерно-геологічних процесів, яка привела до катастрофічного погіршення стану забудованої території й умов проживання місцевого населення. У межах досліджуваної площі спостереженнями й обстеженнями зафіксовані ділянки просідання поверхні, воронкоутворення, характерне для зсувних процесів різноспрямоване переміщення мас ґрунту.

Для оцінки стійкості ґрунтового схилу була створена чисельна модель ділянки досліджуваної території в найбільш небезпечному, з погляду розвитку зсувних процесів, напрямку. Методикою моделювання передбачався розгляд сукупності чисельних рішень, що виконувалися виходячи з можливої зміни деформаційних характеристик і параметрів міцності гірських порід під впливом обводнення ґрунтової товщі. Зафіксований ріст рівня підземних вод у неогенових відкладеннях ерозійно-акумулятивної тераси в розглянутий період досяг 5,0 м.

Розрахунки геомеханічної стійкості схилової ділянки в межах території перебування населеного пункту показали, що в природних геолого-гідрогеологічних умовах ґрунтовий масив зберігає свою стійкість, про що свідчить пружний характер деформування елементів чисельної моделі.

При розгляді можливих змін напружено-деформованого стану модельованого ґрунтового масиву встановлено, що порушення геомеханічної стійкості і розвиток зсувних процесів на досліджуваній території можливо в умовах значно знижених деформаційних характеристик і показників міцності ґрунтів в інтервалі їхнього обводнення. Так, порушення стійкості ґрунтового масиву відбувається при зниженні модуля деформації вивітрілих вапняків у товщі неогенових відкладень від 30 до 3 МПа (рис. 1, 2).

Слід зазначити, що аналогічні зміни деформаційних характеристик ґрунтових шарів, розташованих вище товщі вивітрілих вапняків, не приводять до істотного погіршення напруженого стану ґрунтового масиву і порушенню його стійкості.

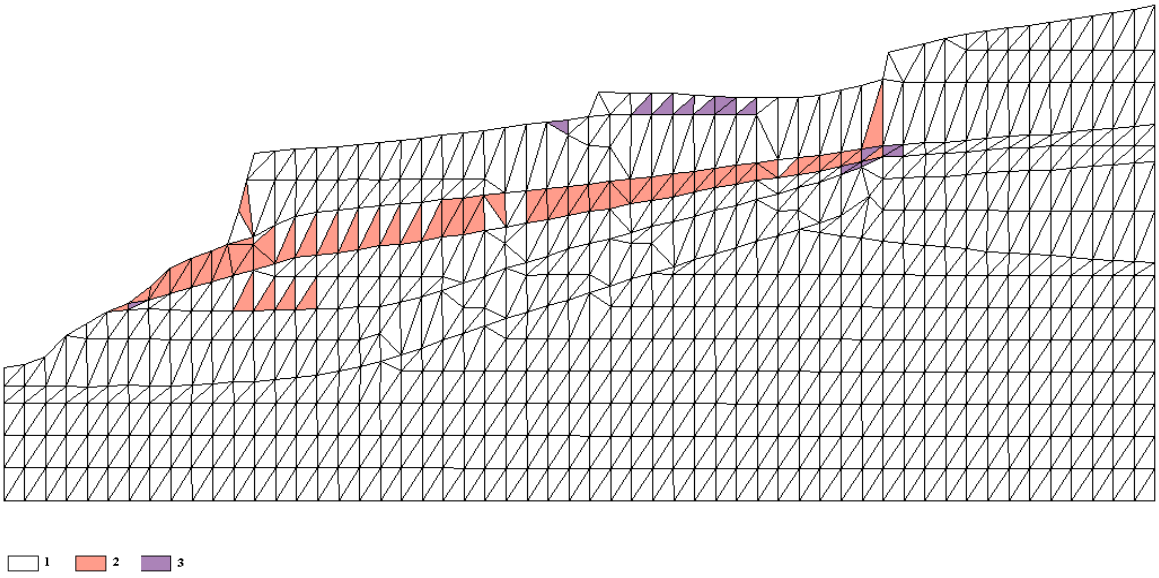


Рис. 1. Характер деформування елементів моделі в умовах обводнювання товщі вивітрілих вапняків: 1 – область пружного деформування; 2 – область пластичного деформування; 3 – область розривних деформацій

Значне зниження деформаційних характеристик ґрунтів зони дроблення карбонатних порід може бути пояснено розвитком в інтервалі їхнього обводнення процесів вилуговування по типу сірчанокислотного, і механічної суфозії в межах карстових порожнин, що сформувалися.

У природних умовах карстоутворення південної частини України встановлений градієнт вилуговування у верхній стометровій товщі гірських порід складає від 80 до 320 мг/л на кожні 100 м довжини шляху фільтрації [1]. Останнє справедливо для умов фільтрації підземних вод з початковою мінералізацією до 500 мг/л, що відповідає ультрапрісним і прісним водам.

З урахуванням характеру залягання на території с. Новоселовка товщі вивітрілих вапняків першої надзаплавної тераси, потужність яких складає в середньому 3,0 м, розрахункові втрати речовини за рахунок вилуговування в масовому вираженні можуть складати 130…490 кг у рік на одиницю ширини смуги вилуговування масою порядку 500 тонн.

Однак, в умовах техногенеза швидкість активного карстоутворення може досягати одного і більш порядків відносно часу природного розвитку процесів вилуговування карбонатних порід, і, відповідно, розвитку процесів карстоутворення, що супроводжуються суфозійним виносом мілкодисперсної частини порід.

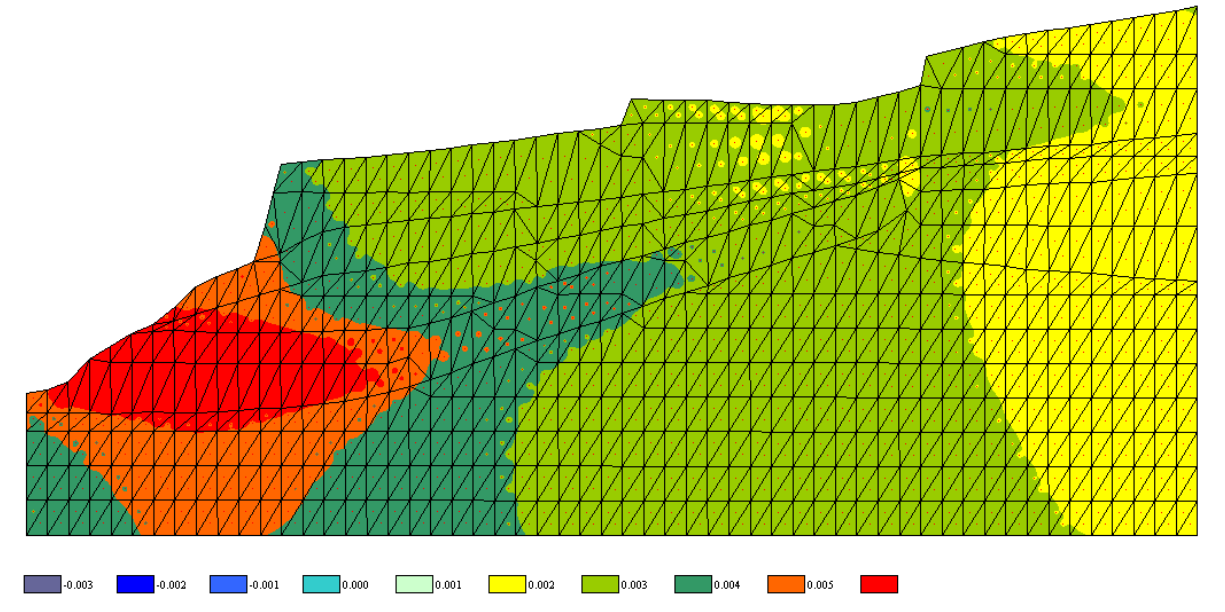


Рис. 2. Рівень зсувних деформацій у модельованому масиві при обводнюванні товщі вивітрілих вапняків

Так, експериментальними дослідженнями встановлено [2], що швидкість протікання процесів вилуговування сульфатно-хлоридними натрієвими водами з мінералізацією до 5,0 г/л, близькими по складу хлоридним кальцієво-натрієвим водам з мінералізацією 2,9…7,8 г/л, які мають розвиток на досліджуваній ділянці, може досягати величин 0,01...0,16 г/л за одну хвилину. Для хлоридних натрієвих високомінералізованих розчинів цей же показник складає від 0,0004 до 0,05 г/л.

Стосовно до розглянутих умов це може бути еквівалентно практично повному розчиненню карбонатних порід, що розташовані в межах уламкової зони кори вивітрювання вапняків ерозійно-акумулятивної тераси р. Інгулець. У цьому зв'язку можна говорити про можливість істотного зниження деформаційних характеристик товщі вапняних порід, і як наслідок, розвитку деформаційних процесів аналогічно характеру деформування, встановленому за даними чисельного моделювання.

Таким чином, результати проведених оцінок дають підставу вважати, що основними факторами, які визначають гідрогеомеханічний стан породних масивів, є зміни гідродинамічного і гідрогеохімічного характеру, що відбуваються під впливом об'єктів гірничого виробни-

цтва. Ця обставина має враховуватися при плануванні подальшого розвитку гірничих підприємств і розробці заходів природоохоронного і соціального спрямування.

Список літератури

1. Дублянський В.Н., Ломаев А.А. Карстовые пещеры Украины. – Киев: Наукова думка, 1980. – 180 с.

2. Питьева К.Е. Гидрогеохимические аспекты охраны геологической среды. – М.: Наука, 1984. – 218 с.

УДК 622.016.6:658.284.007 © В.Г. Шевченко

О НЕОБХОДИМОСТИ ВВОДА В СОСТАВ БРИГАДЫ ГОРНОРАБОЧИХ ДИСПЕТЧЕРА ОЧИСТНОГО УЧАСТКА

Проведено порівняльний аналіз варіантів організаційної структури ланки гірників у комбайновій та струговій лавах. Дано оцінку показників традиційних організаційних структур ланки, зазначено на переваги і недоліки організаційної структури з окремим гірником-бригадиром – диспетчером очисної ділянки.

Проведен сравнительный анализ вариантов организационной структуры звена горнорабочих в комбайновой и струговой лавах. Дана оценка показателей традиционных организационных структур звена, указано на преимущества и недостатки организационной структуры с отдельным горнорабочим-бригадиром – диспетчером очистного участка.

The comparative analysis of variants of organizational structure of a link of the colliers in shearer and plow longwalls is conducted. The estimation of parameters of conventional organizational structures of the link is made, is indicated on advantage and lacks of organizational structure with the separate collier-foreman – manager of a refining district.

Главными направлениями развития технологии механизированной угледобычи остаются комбайновая и струговая выемка. Несмотря на непрерывное совершенствование технических средств и технологии комбайновой выемки угля, в настоящее время имеются все предпосылки к переходу на струговую отработку тонких пологих пластов. Поскольку процесс добычи угля протекает при непосредственном участии человека, с целью повышения надежности и безопасности современных высокопроизводительных лав, возникает необходимость в совершенствовании организационной структуры звена горнорабочих очистного забоя (ГРОЗ). Возникает актуальная задача оценки показателей в выборе наиболее оптимальной организационной структуры звена горнорабочих в комбайновой и струговой лавах.

Схема расположения горнорабочих в комбайновой и струговой лаве приведена на рис. 1. Традиционные организационные схемы в комбайновой и струговой лавах предполагают взаимодействие в процессе выемки угля машиниста комбайна (струга), его помощника, горнорабочих, занятых на передвижке секций крепи (крепильщиков), и горнорабочих, занятых на креплении и оформлении ниш. В традиционных схемах бригадиром-лидером является машинист комбайна (струга) – наиболее опытный и квалифицированный рабочий. Вся работа строится через него и большинство взаимосвязей в комплексной бригаде происходит при его непосредственном участии [1].

С помощью разработанного алгоритма моделирования показателей надежности системы управления процессом выемки угля, состоящей из подсистем «звено ГРОЗ – очистной комплекс» («машинист – выемочный комбайн», «крепильщик – механизированная крепь»), «бригадир – звено ГРОЗ», «начальник смены – бригадир», «главный инженер – начальники смен», «директор – главный инженер», основанного на различиях в характере непрерывности

участия каждого из элементов системы в процессе управления, проведены исследования показателей ее надежности. В результате исследований установлено, что с повышением вероятности своевременного выполнения задачи на каждом уровне системы управления процессом выемки, возрастает роль бригадира, контролирующего работу комплексной бригады. Наиболее высокие требования должны предъявляться к его психофизическим параметрам (уровню информированности, готовности к выполнению задач, быстроте принятия решений, навыкам, опыту) и профессиональным качествам (квалификации, организованности, ответственности) [2-4]. Возникает необходимость в рабочем, координирующем действия комплексной бригады на протяжении всей смены, но не задействованном непосредственно в процессе выемки угля, который бы знал особенности личности каждого горнорабочего, их возможности, потенциал, взаимоотношения в коллективе, уровень мотивации, при этом умел бы скорректировать неверные (ошибочные действия), обладал наиболее полной и достоверной информацией, мог оперативно оценивать ситуацию, принимать наиболее оптимальное своевременное решение. Данный горнорабочий должен объединять в себе функции горного мастера смены, машиниста (за исключением управления выемочной машиной) и диспетчера шахты. Такой горнорабочий должен заниматься исключительно мониторингом процесса выемки угля и выполнять функции бригадира-лидера – диспетчера очистного участка.

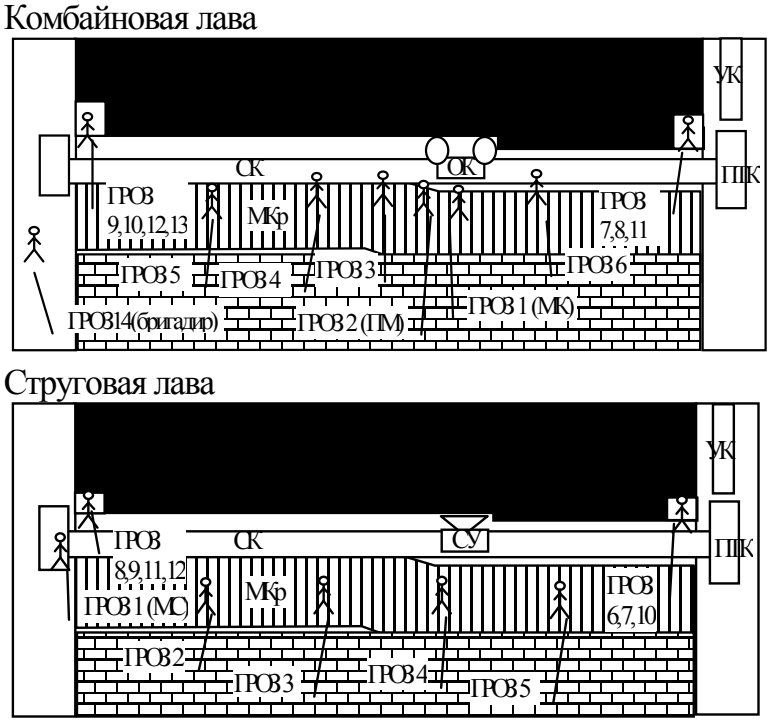


Рис. 1. Схема расположения горнорабочих в комбайновой и струговой лавах: ОК – очистной комбайн; СУ – струговая установка; СК – скребковый конвейер; МКр – механизированная крепь; ПТК – лавный перегружатель; УК – участковый конвейер; ГРОЗ – горнорабочий; МК (МС) – машинист комбайна (струга); ПМ – помощник машиниста

На рис. 2 приведены установленные зависимости изменения запланированного уровня добычи (при обеспечении высокого уровня безопасности процесса выемки) от параметров подсистемы «бригадир – звено ГРОЗ»: числа горнорабочих, контролируемых бригадиром, и вероятности безошибочной работы бригадира. Графики свидетельствуют, что при обеспечении высокой вероятности своевременного решения задачи, с увеличением числа горнорабочих, контролируемых бригадиром, уровень добычи подсистемы «бригадир – звено ГРОЗ» снижается в линейной зависимости. При высоком коэффициенте готовности и вероятности безошибочной работы бригадира надежность более высоких подсистем в меньшей степени

зависит от численности комплексной бригады. Уровень добычи возрастает линейно с повышением вероятности безошибочной работы бригадира, особенно существенно для подсистемы «бригадир – звено ГРОЗ», так как ошибка при высокой надежности работы более высоких подсистем будет с большой вероятностью исправлена ними.

Таким образом, традиционная схема при комбайновой выемке угля должна быть дополнена горнорабочим-бригадиром – диспетчером очистного участка (ГРОЗ14), координирующем и контролирующем работу бригады (рис. 1).

С целью сравнения вариантов организационных структур и выбора наиболее оптимального с помощью методики [5] проведена количественная оценка их параметров при традиционных комбайновой и струговой схемах и комбайновой схеме с отдельным ГРОЗ 14 – бригадиром.

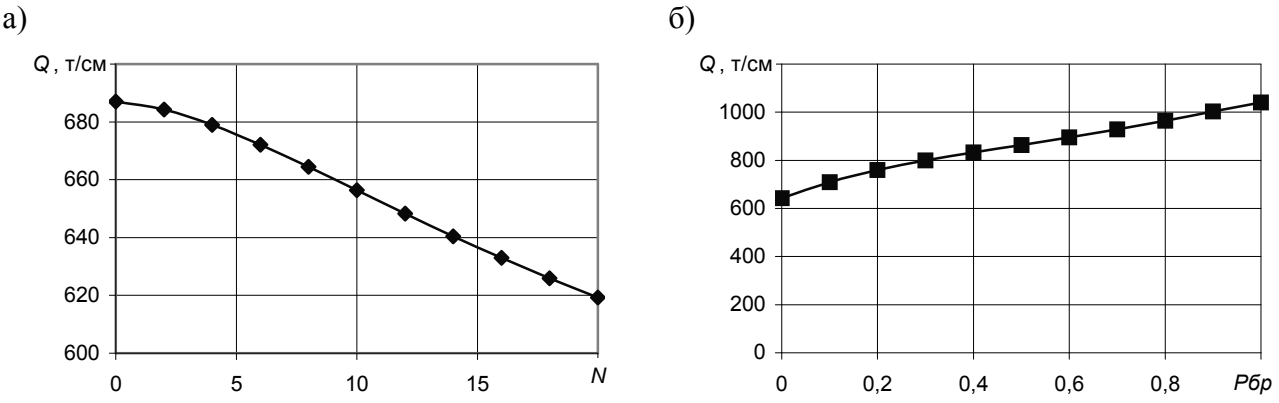


Рис. 2. Зависимость уровня добычи от: а – числа горнорабочих, контролируемых бригадиром; б – вероятности безошибочной работы бригадира

Основными параметрами при оценке организационной структуры являются [5]: численность бригады горнорабочих n; число командно-информационных связей каждого горнорабочего d_i; общее число связей в бригаде $\sum_{i=1}^{n} d_i$, относительный ранг R_i', характеризующий значимость («вес») i-го горнорабочего в бригаде; ранг горнорабочего R_i, характеризующий значимость («вес») горнорабочего по отношению к лидеру (бригадиру); периферийность P_i, характеризующая удаленность горнорабочего от бригадира-лидера; момент группы M – инерция при исполнении бригадой распоряжений бригадира-лидера; «живучесть» бригады K – относительное число связей в бригаде, которые могут быть нарушены при сохранении бригады как таковой; свобода в бригаде L – удовлетворенность горнорабочего своей деятельностью.

Так, численность бригады горнорабочих при комбайновой выемке в среднем составляет n = 12-14, при струговой n = 11-13 человек, в рассмотренном случае при комбайновой выемке к численности бригады добавляется бригадир (ГРОЗ 14), наблюдающий за работой бригады, перерабатывающий весь поток информации и вырабатывающий наиболее оптимальные решения. Величина связи между двумя взаимодействующими горнорабочими равна 1, если взаимодействие отсутствует – 0. Схема для расчета числа связей между горнорабочими комплексной бригады приведена в табл. 1.

Так, при комбайновой выемке, когда роль бригадира-лидера выполняет машинист комбайна, он взаимодействует с ГРОЗ 2 –помощником, с каждым из крепильщиков (ГРОЗ 3-ГРОЗ 6) и минимум с одним горнорабочим, занятым на креплении и оформлении нижней и верхней ниши (ГРОЗ 7, ГРОЗ 9). Общее число командных и информационных связей ГРОЗ 1 составляет 6-8. ГРОЗ 2 – помощник машиниста взаимодействует с машинистом и крепильщиками, причем вид связи с машинистом – командно-информационный, с крепильщиками – информационный. Общее число связей для ГРОЗ 2 – 5-6. Горнорабочие, задействованные на

креплении (ГРОЗ 3-ГРОЗ 6), взаимодействуют между собой, обмениваясь информацией, с машинистом и его помощником, предавая информацию и выполняя команды. Для таких ГРОЗ общее число связей составляет – 4-5. Горнорабочие, занятые на креплении и оформлении ниш (ГРОЗ 7, 8, 11 и ГРОЗ 9, 10, 12, 13), – взаимодействуют между собой, обмениваясь информацией, и с машинистом комбайна. Общее число связей для каждого из них равно 3-4.

Таблица 1

Схема взаимодействия горнорабочих
при различных вариантах организационной структуры звена

ГРОЗ	Число связей горнорабочих (комбайновая традиционная/струговая/комбайновая с отдельным ГРОЗ-бригадиром)														
	ГРОЗ 1	ГРОЗ 2	ГРОЗ 3	ГРОЗ 4	ГРОЗ 5	ГРОЗ 6	ГРОЗ 7	ГРОЗ 8	ГРОЗ 9	ГРОЗ 10	ГРОЗ 11	ГРОЗ 12	ГРОЗ 13	ГРОЗ 14	Всего
ГРОЗ 1	X	1/1/1	1/1/0	1/1/0	1/1/0	1/1/0	1/0/0	0/1/0	1/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/-/0	-/-/1	7/6/2
ГРОЗ 2	1/1/1	X	1/1/1	1/1/1	1/1/1	1/0/1	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/-/0	-/-/1	5/4/6
ГРОЗ 3	1/1/0	1/1/1	X	1/1/1	1/1/1	1/0/1	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/-/0	-/-/1	5/4/5
ГРОЗ 4	1/1/0	1/1/1	1/1/1	X	1/1/1	1/0/1	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/-/0	-/-/1	5/4/5
ГРОЗ 5	1/1/0	1/1/1	1/1/1	1/1/1	X	1/0/1	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/-/0	-/-/1	5/4/5
ГРОЗ 6	1/1/0	1/0/1	1/0/1	1/0/1	1/0/1	X	0/1/0	0/0/0	0/0/0	0/1/0	0/0/0	0/0/0	0/-/0	-/-/1	5/3/5
ГРОЗ 7	1/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/1/0	X	1/0/1	0/0/0	0/1/0	1/0/1	0/0/0	0/-/0	-/-/1	3/2/3
ГРОЗ 8	0/1/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	1/0/1	X	0/1/0	0/0/0	1/1/1	0/1/0	0/-/0	-/-/1	2/4/3
ГРОЗ 9	1/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/1/0	X	1/0/1	0/1/0	1/1/1	1/-/1	-/-/1	4/3/4
ГРОЗ 10	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/1/0	0/1/0	0/0/0	1/0/1	X	0/0/0	1/0/1	1/-/1	-/-/1	3/2/4
ГРОЗ 11	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	1/0/1	1/1/1	0/1/0	0/0/0	X	0/1/0	0/-/0	-/-/1	2/3/3
ГРОЗ 12	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/0/0	0/1/0	1/1/1	1/0/1	0/1/0	X	1/-/1	-/-/1	3/3/4
ГРОЗ 13	0/-/0	0/-/0	0/-/0	0/-/0	0/-/0	0/-/0	0/-/0	0/-/0	1/-/1	1/-/1	0/-/0	1/-/1	X	-/-/1	3/-/4
ГРОЗ 14	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	-/-/1	X	-/-/13
Всего	7/6/2	5/4/6	5/4/5	5/4/5	5/4/5	5/3/5	3/2/3	2/4/3	4/3/4	3/2/4	2/3/3	3/3/4	3/-/4	-/-/13	52/42/66

При струговой выемке ГРОЗ 1 – машинист струга взаимодействует с каждым из крепильщиков и с одним из горнорабочих, занятых на оформлении каждой из ниш. Общее число связей ГРОЗ 1 составляет 5-7. Взаимосвязи ГРОЗ, занятых на передвижке крепи, креплении и оформлении ниш, в целом такие же, как и при комбайновой выемке.

При комбайновой выемке с отдельным горнорабочим-бригадиром, ГРОЗ 14 должен перерабатывать всю информацию, поступающую от бригады, и вырабатывать наиболее оптимальное решение, поэтому он взаимодействует с каждым из горнорабочих. Все связи для ГРОЗ 14 – командно-информационные и их общее число равно числу рабочих комплексной бригады. Обязанности и число связей ГРОЗ 1 – машиниста комбайна в связи с этим уменьшаются, ему достаточно взаимодействовать с помощником (ГРОЗ 2) и ГРОЗ 14 – бригадиром. Число связей остальных горнорабочих увеличивается на 1 с учетом взаимодействия с ГРОЗ 14.

Анализ данных табл. 1 показывает, что общее число связей при комбайновой выемке в среднем составляет – 52, при струговой – 42, при комбайновой с отдельным ГРОЗ 14 – бригадиром – 66. Для всех рассматриваемых вариантов связи являются командно-информационными.

Согласно рекомендациям [5], число командных связей должно быть не менее $2(n-1)$, информационных не более $n(n-1)$, что для традиционной схемы комбайновой выемки угля составляет 24 и 156, для струговой – 22 и 132 и для комбайновой с отдельным ГРОЗ 14 – бригадиром, соответственно 26 и 182. Общее число командно-информационных связей удовлетворяет рекомендуемым диапазонам.

С помощью методики [5] проведен анализ показателей организационной структуры звена горнорабочих при различных ее вариантах. Расчетные данные приведены в табл. 2.

Таблица 2

Расчетные показатели организационной структуры звена горнорабочих

ГРОЗ	Показатель (расчетная формула) для комбайновой традиционной/струговой/комбайновой с отдельным ГРОЗ-бригадиром				
	Число связей $\sum_{i=1}^{n} d_i$	Относительный ранг $R_i' = \frac{d_i}{\sum_{i=1}^{n} d_i}$	Ранг индивидуума $R_i = \frac{d_i}{d_л}$	Периферийность $P_i = \frac{d_л - d_i}{d_л d_i} \sum_{i=1}^{n} d_i$	Момент группы $M = \sum_{i=1}^{n} P_i R_i$
ГРОЗ 1	7/6/2	0,135/0,143/0,030	1,00/1,00/0,15	0,0/0,0/27,9	0,00/0,00/4,30
ГРОЗ 2	5/4/6	0,096//0,095/0,091	0,71/0,67/0,46	3,0/3,5/5,9	2,12/2,33/2,73
ГРОЗ 3	5/4/5	0,096/0,095/0,076	0,71/0,67/0,38	3,0/3,5/8,1	2,12/2,33/3,12
ГРОЗ 4	5/4/5	0,096/0,095/0,076	0,71/0,67/0,38	3,0/3,5/8,1	2,12/2,33/3,12
ГРОЗ 5	5/4/5	0,096/0,095/0,076	0,71/0,67/0,38	3,0/3,5/8,1	2,12/2,33/3,12
ГРОЗ 6	5/3/5	0,096/0,071/0,076	0,71/0,50/0,38	3,0/7,0/8,1	2,12/3,50/3,12
ГРОЗ 7	3/2/3	0,058/0,048/0,045	0,43/0,33/0,23	9,9/14,0/16,9	4,24/4,67/3,91
ГРОЗ 8	2/4/3	0,038/0,095/0,045	0,29/0,67/0,23	18,6/3,5/16,9	5,31/2,33/3,91
ГРОЗ 9	4/3/4	0,077/0,071/0,061	0,57/0,50/0,31	5,6/7,0/11,4	3,18/3,50/3,51
ГРОЗ 10	3/2/4	0,058/0,048/0,061	0,43/0,33/0,31	9,9/14,0/11,4	4,24/4,67/3,51
ГРОЗ 11	2/3/3	0,038/0,071/0,045	0,29/0,50/0,23	18,6/7,0/16,9	5,31/3,50/3,91
ГРОЗ 12	3/3/4	0,058/0,071/0,061	0,43/0,50/0,31	9,9/7,0/11,4	4,24/3,50/3,51
ГРОЗ 13	3/-/4	0,058/-/0,061	0,43/-/0,31	9,9/-/11,4	4,24/-/3,51
ГРОЗ 14	-/-/13	-/-/0,197	-/-/1,00	-/-/0,0	-/-/0,0
Всего	52/42/66	-	-	-	41,39/35,0/45,30
Живучесть группы $K = \frac{\sum_{i=1}^{n} d_i - 2(n-1)}{2(n-1)}$:		1,17/0,91/1,54			
Свобода в группе $L = \frac{\sum_{i=1}^{n} d_i - 2(n-1)}{(n-1)(n-2)}$:		0,21/0,18/0,26			

Анализ данных таблицы показывает, что наибольшим числом связей, и соответственно, наиболее сложной структурой обладает звено ГРОЗ при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ14-бригадиром ($\sum_{i=1}^{n} d_i = 66$), наименее сложная структура при струговой выемке угля ($\sum_{i=1}^{n} d_i = 42$). При комбайновой выемке с традиционной структурой и струговой выемке наивысший относительный ранг и ранг индивидуума – у машиниста ($R_i' = 0{,}135$ и $R_i' = 0{,}143$, соответственно), меньшим примерно одинаковым рангом обладают помощник машиниста и рабочие, занятые на передвижке крепи, наименьший ранг у ГРОЗ, занятых на креплении и оформлении ниш. При комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром данный горнорабочий обладает наивысшим рангом ($R_i' = 0{,}197$), данный показатель более чем в 2 раза превышает ранг остальных ГРОЗ, ранг машиниста комбайна в данном случае наименьший ($R_i' = 0{,}03$). Наибольшая удаленность от лидера (показатель периферийности) у ГРОЗ, занятых на крепле-

нии и оформлении ниш (P_i = 5,6-18,6 и P_i = 3,5-14), а для комбайновой выемки с отдельным ГРОЗ-бригадиром – у машиниста комбайна (P_i = 27,9). Показатель инерции при исполнении распоряжений лидера для традиционной структуры при комбайновой и струговой выемке наибольший у ГРОЗ, занятых на креплении и оформлении ниш (M = 3,18-5,31 и M = 2,33-4,67), наименьший – у помощника машиниста и крепильщиков; при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром данный показатель в среднем меньше, однако все ГРОЗ обладают практически одинаковой инерцией (M = 2,73-4,3).

Анализ интегральных показателей организационных структур показывает следующее. Наибольшей «живучестью» обладает звено ГРОЗ при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром (K = 1,54), наименьшей – звено ГРОЗ при струговой выемке (K = 0,91). Тоже относится и к показателю свободы в группе для комбайновой выемки с отдельным ГРОЗ-бригадиром он составляет L = 0,26, для комбайновой выемки с традиционной структурой – L = 0,21, для струговой – L = 0,18.

Рекомендуемые диапазоны изменения характеристик организационной структуры составляют $R'_л$ = 0,33-0,45; K = 0,8-1,8; L = 0,03-0,2. Показатель $R'_л$ при всех вариантах меньше нижней границы рекомендуемого диапазона. Однако наибольшее значение $R'_л$ для звена ГРОЗ с отдельным ГРОЗ-бригадиром. Это указывает на то, что данное звено будет быстрее выполнять поставленные задачи и меньшим числом ошибок, что является актуальным при увеличении темпов угледобычи в условиях высоконагруженных лав. Однако в данном звене может ухудшаться социальный климат, расти неудовлетворенность отведенной лидером ролью, поэтому для такого звена наиболее важен психологический климат в коллективе [6]. Показатель «живучести» во всех случаях попадает в рекомендуемые диапазоны, а показатель свободы для комбайновой выемки в обоих случаях выходит за пределы верхней границы рекомендуемых диапазонов.

Выводы

1. Проведенные исследования показателей надежности системы управления процессом комбайновой выемки угля показали, что:

– при обеспечении высокой вероятности своевременного решения задачи с увеличением числа горнорабочих, контролируемых бригадиром, уровень добычи снижается в линейной зависимости; при высоком коэффициенте готовности и вероятности безошибочной работы бригадира надежность более высоких подсистем в меньшей степени зависит от численности комплексной бригады; уровень добычи возрастает линейно с повышением вероятности безошибочной работы бригадира;

– с повышением вероятности своевременного выполнения задачи на каждом уровне системы управления процессом комбайновой выемки возрастает роль бригадира, контролирующего и координирующего работу комплексной бригады. Наиболее высокие требования должны предъявляться к его психофизическим параметрам (уровню информированности, готовности к выполнению задач, быстроте принятия решений, навыкам, опыту) и профессиональным качествам (квалификации, организованности, ответственности). Возникает необходимость в горнорабочем, в функции которого входит исключительно мониторинг процесса выемки угля – диспетчере очистного участка.

2. Проведенный анализ показателей организационной структуры звена горнорабочих при различных ее вариантах: традиционная комбайновая выемка, струговая выемка, комбайновая с отдельным ГРОЗ-бригадиром – диспетчером очистного участка показал:

– наиболее сложной организационной структурой обладает схема при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром, наиболее простая организационная структура звена при струговой выемке; при комбайновой выемке с традиционной структурой и струговой выемке наивысший относительный ранг и ранг индивидуума – у машиниста, наименьший ранг – у ГРОЗ занятых на креплении и оформлении ниш; при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-

бригадиром его ранг более чем в 2 раза превышает ранг остальных ГРОЗ, ранг машиниста комбайна для такой схемы наименьший;

– наибольшая удаленность от лидера у ГРОЗ, занятых на креплении и оформлении ниш, а для комбайновой выемки с отдельным ГРОЗ-бригадиром – у машиниста комбайна; показатель инерции при исполнении распоряжений лидера для традиционной комбайновой и струговой выемки наибольший – у ГРОЗ, занятых на креплении и оформлении ниш, наименьший – у помощника машиниста и крепильщиков, при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром данный показатель в среднем меньше, однако все ГРОЗ обладают практически одинаковой инерцией.

3. Анализ интегральных показателей вариантов организационных структур показал следующее:

– наибольшей «живучестью» (числом связей в бригаде, которые могут быть нарушены при сохранении бригады как таковой) обладает звено ГРОЗ при комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром, наименьшей – звено ГРОЗ при струговой выемке. Показатель свободы в группе (удовлетворенности горнорабочего своей деятельностью) наибольший для комбайновой выемки с отдельным ГРОЗ-бригадиром, наименьший – для струговой выемки;

– звено ГРОЗ с отдельным бригадиром будет быстрее выполнять поставленные задачи и с меньшим числом ошибок, однако в данном звене может ухудшаться социальный климат, расти неудовлетворенность отведенной лидером ролью. При комбайновой выемке с отдельным ГРОЗ-бригадиром наибольшие требования должны предъявляться к психологическому климату в коллективе.

4. С точки зрения надежности, безопасности и производительности наиболее перспективной является организационная структура при комбайновой выемке с отдельным горнорабочим-бригадиром – диспетчером очистного участка. Данная схема является наиболее оптимальной с точки зрения рациональных параметров организации взаимодействия горнорабочих в бригаде. При этом диспетчер очистного участка должен иметь оперативный доступ к банкам данных – информации о горно-геологических условиях, параметрах аэрогазовой обстановки, состоянии техники, иметь информацию о каждом из горнорабочих бригады, их переговорах (бригада должна быть оснащена радиосвязью) и пр. Однако для такой организационной схемы актуальной является задача разработки методик оценки психологических параметров горнорабочих для достижения и поддержания благоприятного социального климата в бригаде.

Список литературы

1. Дубоделов В.А. Бригадный подряд на угольных шахтах / В.А. Дубоделов, Ю.Г. Козлов. – К.: Техніка, 1987. – 104 с.

2. Основы инженерной психологии / Душков Б.А., Ломов Б.Ф., Рубахин В.Ф., Смирнов Б.А., под ред. Б.Ф. Ломова. – Учебное пособие. – М.: Высшая школа, 1977. – 335 с.

3. Ломов Б.Ф. Человек и техника / Ломов Б.Ф. – М.: Советское радио, 1966. – 464 с.

4. Згуровский М.З. Системный анализ: проблемы, методология, приложения / М.З. Згуровский, Н.Д. Панкратова. – К.: Наукова думка, 2005. – 744 с.

5. Справочник проектировщика АСУ ТП / Смилянский Г.Л., Амлинский Л.З., Баранов В.Я. и др.; под ред. Г.Л. Смилянского. – М.: Машиностроение, 1983. – 527 с.

6. Приснякова Л.М. Нестационарная психология / Приснякова Л.М. – К.: Днипро, 2002. – 255 с.

УДК 831.325.3

© О.А. Муха,
І.І. Пугач

ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОБОТИ ДЕГАЗАЦІЙНОЇ СИСТЕМИ В ПРОЦЕСІ ЇЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ

Запропоновано розрахунок параметрів дегазаційної системи з урахуванням її фізичного стану та зміни дебіту метану в дегазаційні свердловини виїмкових дільниць шахти.

Предложен расчет параметров дегазационной системы с учетом ее физического состояния и изменения дебита метана в дегазационные скважины выемочных участков шахты.

The calculation of parameters of the decontamination system is offered taking into account its bodily condition and change of debit of methane in the decontamination mining holes of sheths of mine.

Дегазація вугільних пластів і супутників на сьогоднішній день є основним методом штучного зниження газовиділення в шахтах.

При правильному здійсненні способів дегазації надходження метану в шахтне повітря може бути знижене залежно від природних і гірничотехнічних умов на 30-40% по шахті в цілому й на 70-80% у межах виробок виїмкових полів. Це дозволяє не тільки підвищити безпеку ведення гірничих робіт, але й впроваджувати при розробці газоносних пластів високопродуктивну техніку: при застосуванні дегазації навантаження на лаву може бути збільшено в 4-5 разів, а кількість повітря, що подається в шахту, можна значно зменшити, що дозволить знизити швидкість повітряного струменя, зменшити газовиділення й створити сприятливі умови для працюючих у лавах.

На сьогоднішній день розрахунок параметрів дегазаційної системи шахти повинен здійснюватися у відповідності зі стандартом Мінпаливенерго України [1]. Відповідно до його методики розрахунок газопроводів і вибір вакуум-насосів здійснюється на найбільш важкий період експлуатації дегазаційної системи. При цьому розрахунок параметрів виконується послідовно за напрямком, з урахуванням рівномірних втрат тиску в дегазаційному трубопроводі. Даний підхід найбільш придатний при проектуванні нових дегазаційних систем. Однак у діючих дегазаційних системах втрати тиску розподілені нерівномірно й залежать від ряду факторів (геометричних параметрів трубопроводу, його фізичного стану, якості герметизації стикових з'єднань і т.п.). У зв'язку з цим авторами статті пропонується розраховувати параметри дегазації з урахуванням зміни дебіту метану в дегазаційні свердловини виїмкових дільниць і фізичного стану дегазаційної системи. Рішення поставленого завдання найбільш доцільно здійснювати з використанням системи рівнянь, що описує дегазаційну мережу як єдине ціле.

За об'єкт дослідження прийнята дегазаційна система ВСП «Шахта Західно-Донбаська» ВАТ «Павлоградвугілля».

ВСП «Шахта Західно-Донбаська» розробляє три пласти $C_8^{\text{Н}}$, $C_8^{\text{В}}$ та C_{10} потужністю 0,65-1,05 м і природною газоносністю до 14 м^3/т.с.б.м. Для відпрацьовування пластів на шахті застосовується стовпова система розробки – довгі стовпи по простяганню й повстанню, керування покрівлею – повне обвалення. В основному, провітрювання виїмкових дільниць здійснюється з використанням прямоточної схеми провітрювання. Абсолютне метановиділення на ділянках досягає 15-23 м^3/хв при середньому навантаженні на очисний вибій 1250 т/добу. Метановиділення зі зближених пластів і вміщуючих порід становить до 75% загальної кількості газу, що виділяється на ділянці.

Метан, надходячи у виробки, обмежує навантаження на очисні вибої і призводить до утворення небезпечних скупчень газу. Для виключення цього на шахті, поряд з провітрюванням, передбачається:

– на пластах $C_8^{\text{Н}}$, $C_8^{\text{В}}$ та C_{10} – дегазація зближених пластів свердловинами, що буряться назустріч очисному вибою;

– на пласті $C_8^{\text{Н}}$, у випадку попередньої дегазації його шляхом відпрацьовування зближеного пласта $C_8^{\text{В}}$, – ізольований відвід метаноповітряної суміші (МПС) за межі виїмкової ділянки по непідтримуваній вентиляційній виробці за рахунок загальношахтної депресії.

У статті виконується розрахунок обсягу МПС, що витягається дегазаційною системою. Розрахункова схема для визначення параметрів дегазації наведена на рис. 1.

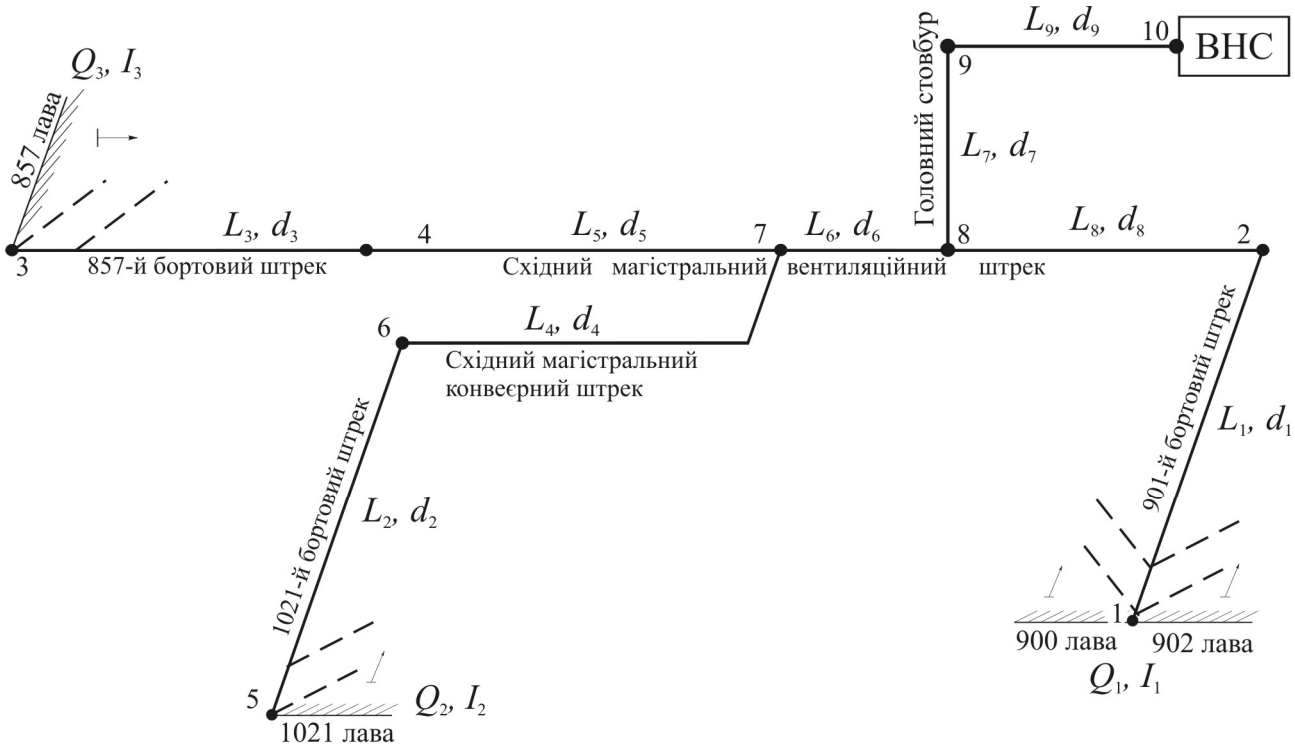


Рис. 1. Розрахункова схема дегазаційного газопроводу ВСП «Шахта Західно-Донбаська»

Довжина i-ї ділянки газопроводу L_i діаметром d_i визначена за планами розвитку гірничих робіт пластів C^B_{10}, C^B_8 і C^H_8. Дебіт метану I_i на i-й ділянці й розрідження, що створюється вакуум-насосною станцією для характерних точок P_i, прийняті за натурними спостереженнями, проведеними авторами в липні 2003 року з інженерно-технічними працівниками ділянки профілактичних робіт з техніки безпеки.

Вихідні дані для розрахунку: L_1=1135 м; L_2=1350 м; L_3=1400 м; L_4=1850 м; L_5=1525 м; L_6=700 м; L_7=470 м; L_8=200 м; L_9=200 м; d_1=0,15 м; d_2=0,15 м; d_3=0,15 м; d_4=0,3 м; d_5=0,3 м; d_6=0,3 м; d_7=0,25 м; d_8=0,3 м; d_9=0,25 м; $b = 1{,}0\cdot10^{-5}$ м^3/с; H = 470 м; $P_б$=1013 гПа; P_1=75 гПа; P_2=75 гПа; P_3=75 гПа; I_1=0,085 м^3/с; I_2=0,053 м^3/с; I_3=0,053 м^3/с; A = –16,7; B = 379,9.

Для визначення витрат метаноповітряної суміші (МПС), що вилучається дегазаційною системою шахти, складемо наступну систему рівнянь:

$$\left.\begin{aligned}
&\left(P_{в1}-P_{u1}\right)^2-\left(\Delta P_1\right)^2-\left(\Delta P_8\right)^2=\left(P_{b2}-P_{u2}\right)^2-\left(\Delta P_2\right)^2-\left(\Delta P_4\right)^2-\left(\Delta P_6\right)^2;\\
&\left(P_{в1}-P_{u1}\right)^2-\left(\Delta P_1\right)^2-\left(\Delta P_8\right)^2=\left(P_{b3}-P_{u3}\right)^2-\left(\Delta P_3\right)^2-\left(\Delta P_5\right)^2-\left(\Delta P_6\right)^2;\\
&\left(P_{в3}-P_{u3}\right)^2-\left(\Delta P_3\right)^2-\left(\Delta P_5\right)^2-\left(\Delta P_6\right)^2-\left(\Delta P_7\right)^2-\left(\Delta P_9\right)^2=\\
&=A+B\left[\left(Q_1+Q_2+Q_3\right)+b\left(\sum_{i=1}^{9}L_i\right)\right].
\end{aligned}\right\}, \qquad (1)$$

де b – питома величина підсмоктування повітря в газопровід, м^3/с;

H_i – відстань від поверхні до i-ї виробки, м;

$P_б$ – барометричний тиск повітря на поверхні, гПа;

$P_{вi}$ – тиск повітря в i-й виробці, з якої буряться свердловини, гПа;

P_{ui} – розрідження в усті останньої від лави по напрямку руху МПС свердловині, гПа;

A і B – коефіцієнти емпіричної формули, що описує характеристику вакуум-насоса;

Q_i – витрати МПС, що поступає в газопровід i-ї дільниці в точці розташування устя останньої свердловини, м^3/с.

Квадратичні втрати тиску на i-й ділянці газопроводу визначаємо за формулою

$$(\Delta P_i)^2 = 0{,}24 I_i^{-0{,}17} d_i^{-5{,}35} L_i Q_i \left[Q_i + b\left(\sum_{k=1}^{i-1} L_k + \frac{L_i}{2} \right) \right]^{1{,}17} .$$

Таким чином, маємо систему із трьох рівнянь (1) із трьома невідомими (Q_1, Q_2, Q_3), що вирішується за допомогою функції *пошуку рішення* додатка Microsoft Excel 2002. Метод пошуку рішення Microsoft Excel використовує алгоритм нелінійної оптимізації Generalized Reduced Gradient (GRG2).

При вирішенні системи рівнянь (1) були отримані наступні результати: Q_1= 0,283 м^3/с; Q_2= 0,245 м^3/с і Q_3= 0,245 м^3/с; концентрація метану в метаноповітряній суміші складе відповідно C_1= 30 %; C_2= 22 % і C_3= 22 %.

Однак, при веденні гірничих робіт відбувається переміщення очисних вибоїв шахти в просторі, що призводить до зміни геометричних параметрів дегазаційної мережі. Тому задачу з розрахунку дегазаційних систем необхідно робити з урахуванням зміни довжини дільничних трубопроводів.

Використовуючи модель дегазаційної системи, розрахуємо зміну параметрів її роботи при відпрацьовуванні виїмкових стовпів. Вихідні дані для розрахунку: змінювана довжина дільничних газопроводів L_1, L_2, L_3; середній дебіт метану, що вилучається дегазаційними свердловинами I_1=0,067 м^3/с; I_2=0,042 м^3/с; I_3=0,050 м^3/с.

Підсмоктування повітря в свердловини визначаємо за формулою В.12 [1], що враховує спосіб охорони виробки, гірничо-геологічні умови й топологічні параметри дегазаційних свердловин. Однак, для фактичного визначення підсмоктувань повітря необхідно знати середнє розрідження в устях свердловин, для чого необхідно зробити натурні виміри величин розрідження в шахті. Тому доцільно для розрахунку Q_{noj} визначити залежність підсмоктувань повітря від розрідження на основі даних, отриманих у результаті натурних вимірів.

Для розрахунку приймаються дані, отримані при проведенні натурних спостережень на виїмковій ділянці 857 лави пласта C_8^{H} горизонту 470 м на ВСП «Шахта «Західно-Донбаська»». Потужність пласта – 1,05 м, кут залягання – 4°, добова продуктивність ділянки – 950 т/добу.

Для зниження метановиділення на виїмковій ділянці передбачена дегазація вугільних пластів, що підробляються, шляхом буріння свердловин на пласт C_9. Свердловини буряться з вентиляційного штреку, що погашається слідом за посуванням лави, з розворотом назустріч руху очисного вибою. Довжина дегазаційних свердловин становить 45 м. Кут розвороту між перпендикуляром, проведеним до осі штреку, і проекцією свердловини на горизонтальну площину φ = 50°; кут нахилу свердловини до горизонту β = 30°.

За результатами натурних спостережень отримана залежність підсмоктувань повітря в свердловини від розрідження в устя свердловини, що описується рівнянням виду

$$Q_{noj} = n_c c_{1,j} P_{uj}^{\,c_{2,j}} , \text{ м}^3/\text{с}, \qquad (2)$$

де $c_{1,j}$ і $c_{2,j}$ – коефіцієнти апроксимації, що визначаються за результатами натурних спостережень.

Для розглянутої ділянки отримане наступне рівняння

$$Q_{noj} = 0{,}04 n_c P_{uj}^{\,0{,}34} .$$

Залежність витрат метану від розрідження в устя свердловини j-ї ділянки з достатньою точністю описується рівнянням виду

$$I_j = b_{1,j} e^{-b_{2,j} P_j}, \text{ м}^3/\text{с},$$

де $b_{1,j}$, $b_{2,j}$ – коефіцієнти регресії.

Вирішуємо систему рівнянь (1) при різних значеннях довжини дільничних дегазаційних трубопроводів. При цьому визначаємо дебіт метану (I_1; I_2; I_3) за допомогою знаходження розріджень на устях свердловин (P_1; P_2; P_3) шляхом вирішення системи (1). Результати розрахунків при зміні довжини дільничних дегазаційних трубопроводів і фактичних значеннях підсмоктувань повітря в устя дегазаційних свердловин представлені в табл. 1.

Таблиця 1

Параметри дегазаційної системи

Найменування параметра	$L_{стовпа}$	$0{,}75 \cdot L_{стовпа}$	$0{,}50 \cdot L_{стовпа}$	$0{,}25 \cdot L_{стовпа}$	$0{,}10 \cdot L_{стовпа}$
L_1, м	1135	851,25	567,5	283,75	113,5
L_2, м	1350	1012,5	675	337,5	135
L_3, м	1400	1050	700	350	140
C_1, %	4,8	5,5	7,5	15,5	30,3
C_2, %	24,0	29,8	36,6	43,7	45,4
C_3, %	23,2	29,1	36,0	43,5	45,9
$C_{об}$, %	14,4	18,5	23,7	30,7	36,7
$Q_{по1}$, м^3/с	0,246	0,280	0,328	0,397	0,447
$Q_{по2}$, м^3/с	0,193	0,203	0,213	0,221	0,222
$Q_{по3}$, м^3/с	0,192	0,202	0,212	0,220	0,223
P_1, гПа	2,7	3,9	6,2	10,9	15,5
P_2, гПа	10,1	11,7	13,3	14,9	15,2
P_3, гПа	9,8	11,5	13,2	14,8	15,3
I_1, м^3/с	0,012	0,016	0,027	0,073	0,194
I_2, м^3/с	0,061	0,086	0,122	0,171	0,185
I_3, м^3/с	0,058	0,083	0,119	0,169	0,189
$\sum I$, м^3/с	0,131	0,185	0,268	0,413	0,568

За результатами зроблених обчислень побудуємо графіки залежності параметрів роботи дегазаційної системи від довжини дільничного газопроводу (рис. 2, 3).

Підсмоктування повітря в устя свердловин можна зменшити шляхом якісної герметизації останніх. Визначимо параметри дегазаційної системи при Q_{noi}, розрахованих за формулою В.12 [1]. Результати розрахунку наведені в табл. 2, на підставі якої отримана залежність $c = f(L_{стовпа})$.

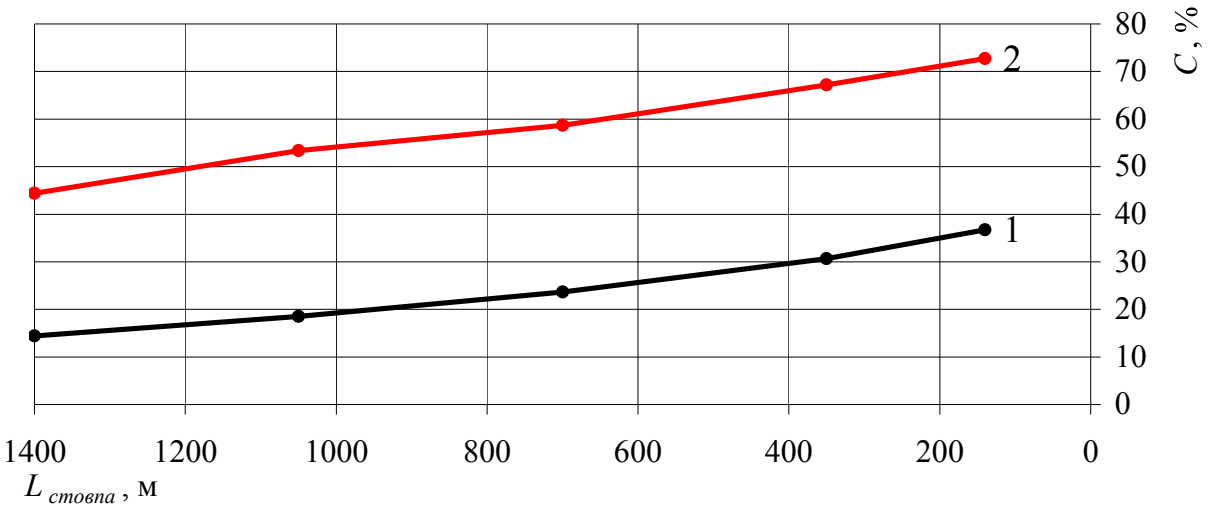


Рис. 2. Динаміка зміни концентрації метану в метаноповітряної суміші, що каптується дегазаційною системою, при зміні довжини дільничних дегазаційних трубопроводів:
1 – при залежності $Q_{поі} = f(P_{ші})$, отриманій за результатами натурних спостережень;
2 – при розрахункових значеннях $Q_{поі}$

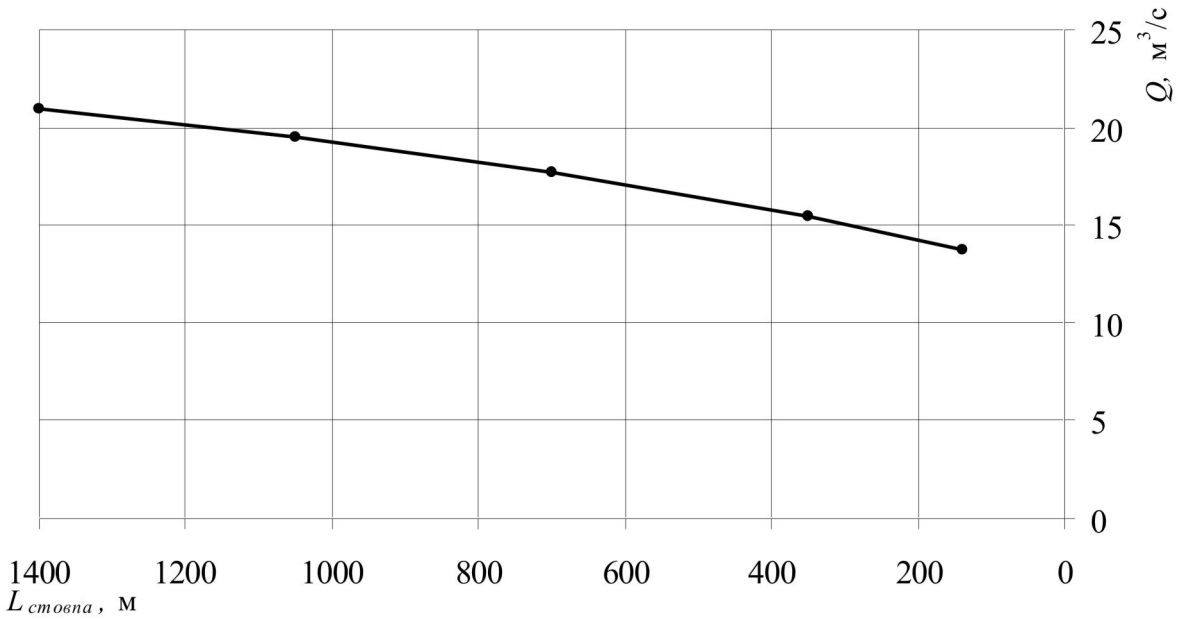


Рис. 3. Динаміка зміни витрат МПС, що вилучається дегазаційною системою, при зміні довжини дільничних дегазаційних трубопроводів

У табл. 2 представлені показники зміни параметрів дегазаційної системи при зміні довжини дільничних дегазаційних трубопроводів і розрахованих за методикою стандарту [1] значеннях підсмоктувань повітря в устя дегазаційних свердловин.

За допомогою розробленої математичної моделі простежимо зміну дебіту метану, що каптується дегазаційною системою при зміні розрідження на устях свердловин. Для цього розрахуємо параметри дегазації при відпрацьовуванні виїмкових дільниць.

Кількість МПС при відпрацьовуванні виїмкових стовпів зворотним ходом і скороченні довжини дільничних дегазаційних газопроводів зменшується при відносно постійному середньому значенні дебіту метану, що каптується дегазаційними свердловинами. Зі зменшенням кількості МПС збільшується зміст метану в ній (рис. 3).

Таблиця 2

Найменування параметра	$L_{стовпа}$	$0{,}75 \cdot L_{стовпа}$	$0{,}50 \cdot L_{стовпа}$	$0{,}25 \cdot L_{стовпа}$	$0{,}10 \cdot L_{стовпа}$
L_1, м	1135	851	568	284	114
L_2, м	1350	1013	675	338	135
L_3, м	1400	1050	700	350	140
C_1, %	47,7	58,9	52,5	64,3	74,5
C_2, %	73,0	77,2	73,8	78,4	80,0
C_3, %	37,1	46,2	74,2	79,0	80,5
$C_{об}$, %	44,4	53,3	58,7	67,2	72,7
$Q_{по1}$, м^3/с	0,137	0,128	0,155	0,150	0,144
$Q_{по2}$, м^3/с	0,064	0,062	0,074	0,072	0,070
$Q_{по3}$, м^3/с	0,101	0,099	0,074	0,072	0,071
P_1, гПа	187,1	168,1	223,4	213,0	199,9
P_2, гПа	173,9	164,4	214,5	204,4	196,1
P_3, гПа	325,9	314,2	203,6	194,2	191,2
I_1, м^3/с	0,125	0,184	0,171	0,269	0,420
I_2, м^3/с	0,174	0,209	0,208	0,260	0,279
I_3, м^3/с	0,060	0,085	0,212	0,270	0,292
$\sum I$, м^3/с	0,359	0,478	0,591	0,800	0,991

За отриманими результатами побудуємо залежність зміни дебіту метану на виїмковій дільниці від розрідження в усті свердловин (рис. 4).

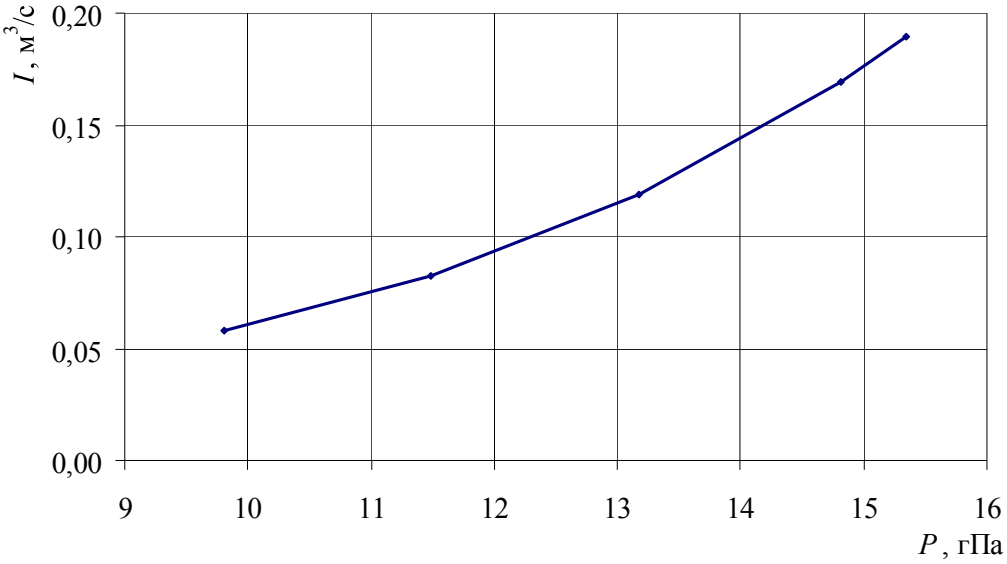


Рис. 4. Розрахункова залежність дебіту метану, що каптується дегазаційними свердловинами, від розрідження на їхніх устях протягом усього терміну служби виїмкових дільниць

Методика вирішення задачі не зміниться, якщо на шахті дегазація буде здійснюватися при більш складній схемі газопроводу. У цьому випадку зміниться число рівнянь, що описують дегазаційну систему, й число рівнянь, що підлягають спільному вирішенню при визначенні параметрів дегазаційної системи.

Таким чином, розрахунок параметрів дегазаційної системи необхідно робити з урахуванням її фізичного стану й зміни дебіту метану в дегазаційні свердловини виїмкових дільниць шахти. При цьому використання систем рівнянь, що описують дегазацію шахти як єдине ціле, дозволяє вчасно впроваджувати заходи щодо вдосконалення технологічних параметрів каптажу шахтного метану, підвищення кондиції газової суміші, що вилучається, для наступної її утилізації й забезпечення безпеки гірничих робіт.

Список літератури

1. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации. СОУ 10.1.00174088.001-2004. – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 162 с.

УДК 658.588.004.67

Г.Я. Мищенко

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ДОБАВКИ В СМАЗКИ *МЕГАФОРС* ПРИ ПРОФИЛАКТИКЕ ОТ ИЗНОСА И РЕМОНТА ПРОМЫШЛЕННОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Наведено опис та досвід використання геомодифікатора тертя, композиції силікатно-керамічної МЕГАФОРС при безрозбірному ремонті промислового обладнання.

Приведено описание и опыт применения геомодификатора трения, композиции силикатно-керамической МЕГАФОРС 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, пожирателем энергии и разрушителем техники. При этом на утилизацию энергии, выделенной при трении, снова же требуется дополнительная энергия, не считая дополнительных технических средств, необходимых для решения данной задачи. Практически все энергоносители, не считая солнечной, геотермальной и волновой, как и материалы для создания техники извлекаются из недр земли, как полезные ископаемые. Естественно, дополнительная добыча является немаловажным фактором удорожания всей добычи, так как общее её увеличение приводит к усложнению технологии: увеличению глубины шахт, снижению допустимого уровня полезных компонентов в добываемых полезных ископаемых и т.д.

В борьбе с вредным воздействием трения, технический прогресс, в основном, движется двумя путями. Первый – это снижение коэффициента трения в трущихся парах механизмов, что напрямую снижает потребление энергоресурсов. Второй – это упрочнение трущихся поверхностей, которое, как правило, приводит к существенному увеличению срока службы техники.

За всю историю создания техники были разработаны сложнейшие конструкции и методы упрочнения рабочих поверхностей, а так же изобретены всевозможные антифрикционные материалы. В настоящее время получило широкое применение технологии с использованием триботехнических составов, так называемых модификаторов трения, которые в своём большинстве, снижают коэффициент трения в несколько раз, но не всегда увеличивают прочность поверхностей трущихся пар. К модификаторам трения, которые успешно решают две

поставленные задачи, относятся геомодификаторы трения. В состав геомодификаторов входят минеральные композиции, которые вследствие избирательного переноса в процессе трения контактирующих пар образуют металлокерамические покрытия, включающие железо, кремний и магний.

$$Mg_6(Si_4O_{10})(OH)_8 + Fe_2O_3 + H_2 \text{ —> } 4(MgFe)SiO_4 + 5H_2O.$$

Такие покрытия обладают не только низкими показателями трения, но и высокой твёрдостью.

Среди геомодификаторов особое место занимает композиция силикатно-керамическая МЕГАФОРС (торговая марка MEGAFORCE, далее по тексту КСК), которая в своем составе содержит фуллереносодержащий минерал шунгит. Как известно, фуллерены – это одно из анизотропных видов углерода, наряду с графитом и алмазом. Благодаря наличию фуллеренов, образованный антифрикционный слой (сервовитный) имеет структуру из трёх подслоев. Первый – с общей кристаллической решёткой основного металла, второй – эластичный, служащий демпфером и третий – твёрдый, с низкими показателями трения и высокой износостойкостью.

Образованная с помощью КСК поверхность (слой) имеет такие показатели:

– толщина слоя (приращение геометрического размера детали с одной трущейся стороны) до 100 мкм;

– 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 способствуют 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 механизмов 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 персонала 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).

На сегодняшний день в Украине МЕГАФОРС получила достаточно широкое применение на многих крупных предприятиях. При этом, восстанавливается как изношенное оборудование, так и существенно улучшается работа нового оборудования. Причем, часто улучшаются или восстанавливаются узлы оборудования – уникальные или дорогостоящие. Ниже приводятся некоторые примеры применения МЕГАФОРС в горно-металлургическом производстве.

Из горнодобывающих предприятий, где в настоящее время успешно применяется МЕГАФОРС, можно назвать ОАО «Ингулецкий ГОК», ОАО «Центральный ГОК» и ГП «Хлыстуновское карьероуправление».

Одним из наиболее нагруженных видов оборудования в горнодобывающем производстве являются дробилки первой стадии дробления. Наряду с дробящими поверхностями, интенсивному износу подвергаются и подшипниковые узлы. Так, в дробильно-сортировочном цехе предприятия «Хлыстуновское карьероуправление» Министерства транспорта и связи Украины, в щёковой дробилке СМД-118 используются сферические роликовые подшипники 3003792, которые служат меньше года. В дробилке таких подшипников 4, а каждый из подшипников, при весе 475кг, стоит около 60 тыс. грн. Но самое главное заключается в том, что на замену подшипника, в условиях этого цеха, требуется 7 суток, что приводит к простою всего производства и потери около 15 тыс. $м^3$ щебня.



Рис. 1. Обработка коренного подшипника щёковой дробилки СМД-118

Чтобы увеличить ресурс этих подшипников, было принято решение использовать пластичную смазку МЕГАФОРС. Учитывая ответственность проводимых работ, закладка смазки МЕГАФОРС проводилась несколькими этапами. Сначала, в качестве эксперимента, эта смазка была заложена в коренной подшипник со стороны махового колеса (рис. 1), как самый нагруженный из четырёх. После закладки смазки МЕГАФОРС в процессе работы было отмечено снижение температуры подшипника на 8-10^{0}С. После этого была произведена замена штатной смазки на МЕГАФОРС в остальных подшипниках. После этого их температура так же снизилась на 10-12^{0}С.

МЕГАФОРС зарекомендовала себя так же на ИнГОКе и ЮГОКе, прежде всего, при эксплуатации подвижного состава железнодорожного транспорта. При этом, на обоих ГОКах были обработаны электровозные компрессоры КТ-6 и КТ-7 (рис. 2), а на ЮГОКе, кроме того, моторно-осевые подшипники тяговых агрегатов.

После обработки электровозных компрессоров, кроме увеличения ресурса, выросла их производительность от 24 до 48%, считай соответственная экономия электроэнергии. Но, кроме того, обработанные компрессоры не перегревались в летний период при температурах окружающего воздуха свыше 30^{0}С. Как известно, такие погодные условия создают трудности в эксплуатации компрессоров, задействованных в разгрузке думпкаров, и для этого на электровозах часто прибегают к холодильным установкам. А это, естественно, приводит к ещё дополнительному расходу электроэнергии.

Второй, из решённых на ЮГОКе с помощью МЕГАФОРС проблем, является увеличение срока службы моторно-осевых подшипников тяговых агрегатов. Проблема с этими подшипниками возникла после того, как здесь применили вкладыши этих подшипников из композиционного антифрикционного материала Романит-Н, который хорошо зарекомендовал себя в узлах трения металлургического и машиностроительного оборудования. Однако, при применении его на тяговых агрегатах постоянного тока появился катастрофический износ подшипниковых шеек колёсных пар (рис. 3). Шейки изнашивались в течение одного месяца эксплуатации. Причём, от сильного износа шеек перекашивался думпкар, а кроме того, в не-

которых случаях срабатывалась ещё и колёсная венцовая шестерня.

По результатам серии экспериментов, НПФ «Маскарт» совместно с ООО «Интермет», разработчиком и изготовителем вкладышей моторно-осевого подшипников из материала Романит-Н, была проведена их модернизация (установлен боковой токосъём) и дополнительная технологическая подготовка (пропитка композицией МЕГАФОРС в вакуумной камере). При этом, при сборке моторно-осевых подшипников, шейки осей и вкладыши промазывались пластичной смазкой МЕГАФОРС (рис. 4). После эксплуатации тягового агрегата на вывозке руды и породы из карьера в течение 86 рабочих суток (с 05.02 по 22.05.08 г.), подготовленные таким образом, подшипники были вскрыты. Осмотр показал, что подшипниковые шейки осей и вкладыши не имеют следов износа (рис. 5). Мало того, за счёт образования металлокерамического покрытия, произошло увеличение диаметров подшипниковых шеек. Правая шейка увеличилась на 25 мкм, а левая – на 40 мкм.

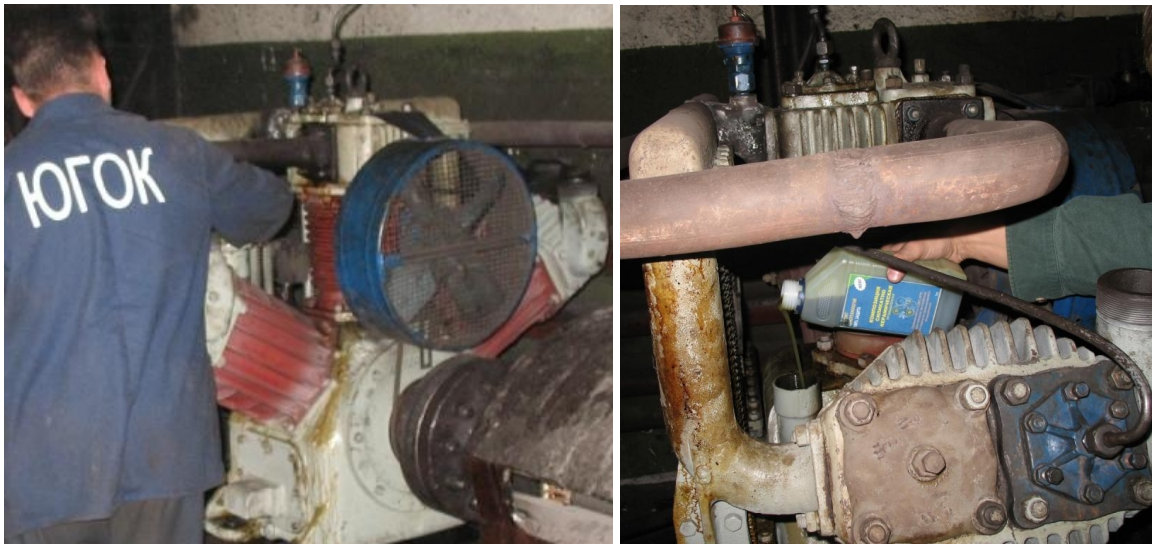


Рис. 2. Обработка электровозного компрессора КТ-6



Рис.3. Выработка шейки оси колёсной пары



Рис.4. Обработка шейки оси колёсной пары

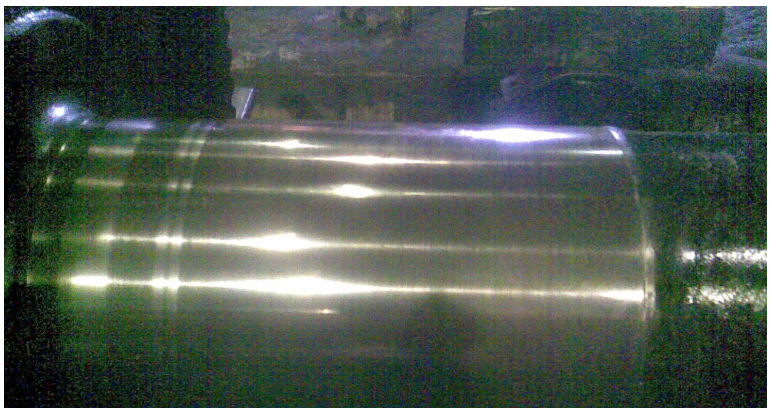


Рис.5. Поверхность шейки оси после 86 суток эксплуатации

Незаменимым МЕГАФОРС стал и при производстве горячедеформированых и холоднокатаных труб. Так, срок службы зубчато-валковой муфты (рис. 6) шпинделя главного привода непрерывного стана трубопрокатного агрегата ТПА-80 (ОАО «Днепровский трубопрокатный завод», рис. 7) составлял всего 1-1,5 месяца (рис. 8). Это связано с тем, что узел подвергается большим динамическим нагрузкам и находится в зоне раскалённой трубы. Поэтому для охлаждения он поливается проточной водой, вследствие чего вымывается смазка. После обработки МЕГАФОРС рабочих поверхностей муфта проработала более 6 месяцев.

В настоящее время на стане обработаны все муфты, а их 32 шт! В настоящее время фирмой «Маскарт» разработана, а ОАО «Днепровский трубопрокатный завод» утверждена, служебная инструкция по обработке всех узлов агрегатов по производству горячедеформированных труб ТПА-80 и ТПА-140. Вследствие успешного применения при горячем прокате труб, на заводе получило применение МЕГАФОРС в технологическом и вспомогательном оборудовании других цехов. В частности, обработаны быстроизнашивающиеся узлы станов холодной прокатки труб ХПТ-55 (рис. 9-10) и узлы «колесо-рельс» мостовых кранов.



Рис. 6. Зубчато-валковые муфты



Рис. 7. Непрерывный стан ТПА-80



Рис. 8. Износ зубчато-валковой муфты



Рис. 9. Стан холодной прокатки труб ХПТ-55



Рис. 10. Обработка шестерёнчатой клети ХПТ-55

На ОАО «Интерпайп Нижнеднепровский трубопрокатный завод» успешно прошла испытания МЕГАФОРС в узлах оборудования производящего горячекатаные трубы большого диаметра. В частности, в подшипниках ролика выводного жёлоба огневой резки труб пильгерстана №2 (рис. 10), подшипника ролика рольганга гидросбива транспортной системы участка проката цеха №4 (рис. 11) и зубчатой муфте МЗ-3 промежуточного вала редукторов переукладывателя станка №2 АЛБТС-1 участка отделки гладких труб цеха №5 (рис. 13). Обработанные композицией МЕГАФОРС узлы увеличили свой срок службы более чем в 2 раза.

Особо следует отметить применение МЕГАФОРС в критическом случае, который возник на «Интерпайп НТЗ» после капитального ремонта подшипниковых узлов маховика пильгерстана №2 цеха №4 (рис. 14). После ремонта вследствие повышенной температуры подшипников пильгерстан не мог выполнять производственную программу. После внесения в систему смазки, объем которой 1200 л, 50 л жидкой , и обработки шеек валов и вкладышей пластичной композицией МЕГАФОРС (рис. 15), температура подшипников стала ниже и стан начал прокатывать трубы в соответствии с заданием.



Рис. 11. Ролик выводного желоба огневой резки



Рис. 12. Ролик рольганга гидросбива





Рис. 13. Обработка зубчатой муфты МЗ-3



Рис.14. Подшипник маховика пильгерстана

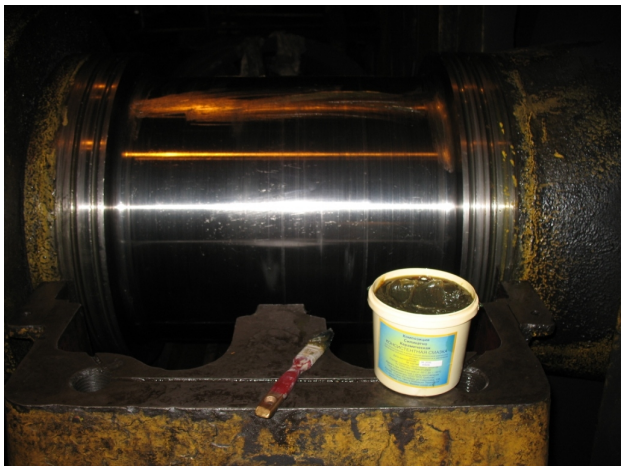


Рис. 15. Шейка вала перед обработкой МЕГАФОРС

На ОАО «Днепропетровский металлургический завод им. Петровского» идёт так же успешное испытание МЕГАФОРС в таких узлах, как храповый механизм главного подъёма миксерного крана кислородно-конверторного цеха (рис. 16) и сферические подшипники трения роликов рольганга блюминга и стана «800» прокатного цеха №1 (рис. 17).



Рис. 16. Обработка зубчатого зацепления храпового механизма миксерного крана



Рис. 17. Обработка сферического подшипника рольганга блюминга

Для тех, кто заинтересовался композицией силикатно-керамической МЕГАФОРС, а так же технологией её применения, мы готовы предоставить любую информацию, провести презентацию для специалистов предприятий, разработать методики и оценить экономическую эффективность от её применения для конкретного оборудования.

Обращайтесь: 49000, г. Днепропетровск, ул. Артема, 43, Научно-призводственная фирма «Маскарт», (0562) 321886, 319094, (056) 7455419, 3742841.

УДК 622.28

© М.М. Табаченко,
В.Ю. Медяник,
С.О. Тищенко

СПОСІБ ПОКРАЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК

Розглянуті питання підвищення стійкості підготовчих виробок. Запропоновано спосіб удосконалення охорони і підтримання підготовчих виробок при відробці вугільних пластів з метою поліпшення техніко-економічних показників, безпеки праці та екології.

Рассмотрены вопросы повышения устойчивости подготовительных выработок. Предложен способ усовершенствования охраны и поддержания подготовительных выработок при отработке угольных с целью улучшения технико-экономических показателей, безопасности работы и экологии.

The problems of underground working guard are looked out. The way of winning works improvement for coal seams mining is given with goals of improvement of technical-economical factors, work safety and ecology.

Вступ. Перехід гірничих робіт на більш глибокі горизонти веде до погіршення стійкості підготовчих виробок. Досвід роботи показує на існування деяких зв'язків стійкості виробок з низкою важливих чинників, основними з яких є рівень напруженості бічних порід. Тому розробка нових технологічних рішень з охорони і підтримання підготовчих виробок, використованих повторно, повинна бути направлена в першу чергу по шляху нейтралізації цього основного чинника, тобто в напрямку пониження концентрації напружень в оточуючих виробку породах на базі використання методів розвантаження породного масиву.

Сутність питання. В основу цих методів покладені спорудження спеціальних охоронних елементів змінної жорсткості, призначення яких має на меті в штучному зміщенні зони максимального опорного тиску, що є в боках біля виробки, в глибину породного масиву чи у вироблений простір. Попереду лави бурінням свердловин розвантаження порід досягається у тому випадку, коли виробка охороняється позаду лави подвійними бутовими стрічками, але із щільністю, яка збільшується внаслідок віддалення від контуру штрека. Піддатливі ж елементи (бутова або розпушена полоса) розташовуються безпосередньо біля виробки, допускаючи плавний прогин порід покрівлі і розвантаження порід підошви.

Метою статті є обґрунтування способу вдосконалення охорони і підтримання підготовчих виробок при відробці вугільних пластів.

Основна частина. Величини зміщень породного контуру виробок і навантажень на кріплення, в першу чергу, залежать від розмірів зон вміщуючих порід, які перейшли в стан непружного деформування. Розміри зон непружних деформацій і ступінь порушеності порід в цій області є основними чинниками, які визначають стійкість гірничих виробок.

Величини найбільших зміщень порід, внаслідок розкриття тріщин, досягають через 2-2,5 місяці – 25-30 мм. На відстані 5-10 м від прохідницького вибою зміщення порід носять періодичний характер і викликані вони дією ударної хвилі при веденні буро-підривних робіт. В період переходу від тимчасового кріплення до постійного процес зростання зміщень активізується, а після встановлення постійного кріплення через 1-1,5 місяці затухають.

По мірі наближення лави навколо підготовчої виробки як за простяганням, так і падінням утворюються зони підвищених концентрацій напружень. Стан кріплення виробок визначається зміщенням порід в цих зонах. Найбільш значні деформації виробок, які супроводжуються руйнуванням кріплення і сильним випученням підошви, мають місце в зоні активного зміщення порід на ділянках виробки попереду і позаду очисного вибою.

Існує низка методів зниження напружень в масивах порід штучними засобами з попереднім розвантаженням.

Сутність попереднього розвантаження породного масиву полягає в штучному знижен-

ні напруженого стану порід навколо виробки.

Така група методів визначає не тільки загальне зниження величини діючих напружень, а й позитивний вплив на інші чинники:

- ✓ зменшення ступеня напруженості породних відслонень;
- ✓ зниження величини залишкових зміщень порід і забезпеченість їх рівномірності по периметру виробки та ін.

Розробка методу розвантаження гірського масиву навколо виробки попереду очисного вибою. Опорний тиск 6, який утворюється в боках виробки 1 від ваги породного стовпа 8, що зависає над нею, призводить до деформації бокових порід виробки (рис. 1). Зниження напруженого стану порід навколо виробки може відбуватись методом буріння розвантажувальних свердловин 2 у вугільний пласт 4 в боках виробки 1. Використання методу розвантаження породного масиву призводить до послаблення приштрекової ділянки пласта. Довжина розвантажувальних свердловин 1-1,5 м, діаметр 150-220 мм. Між свердловинами утворюються перемички 3 шириною 0,5-0,8 м. Під впливом розвантаження опорний тиск, що утворюється у боках виробки (епюра 6) зміщується в глибину масиву (епюра 5) на довжину свердловини.

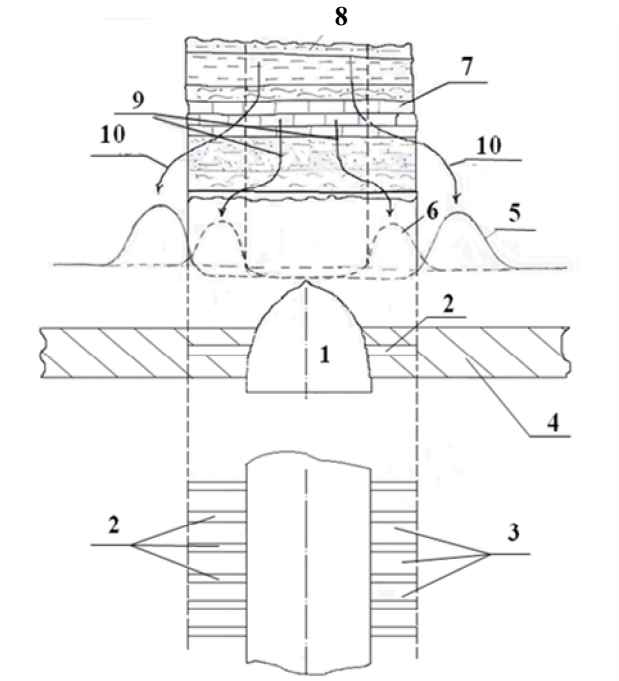


Рис. 1. Схема охорони підготовчих виробок у розвантаженій від гірського тиску зоні: 1 – конвеєрний штрек; 2 – розвантажувальні свердловини; 3 – вугільні перемички; 4 – вугільний пласт; 5 – епюра опорного тиску в нерозвантаженій зоні після буріння розвантажувальних свердловин; 6 – епюра опорного тиску до буріння розвантажувальних свердловин; 7– завислий стовп порід над виробкою після буріння свердловин; 8 – завислий стовп порід до буріння свердловин; 9 – покажчики розподілу ваги завислого стовпа порід над виробкою до буріння розвантажувальних свердловин; 10 – покажчики розподілу напружень завислого розширеного стовпа порід після буріння розвантажувальних свердловин

Таким чином, на ослабленій свердловинами вугільній ділянці пласт уподоблюється бутовій смузі, яка ще має відносно невелику усадку і попереднє розпирання. Це забезпечує плавний прогин породних шарів у зоні розвантаження (понижених напружень). Окрім цього, породні шари на розвантаженій ділянці протидіють зміщенню порід за напластуванням із зони опірного тиску 5, тому на породи підошви виробки впливає менший поздовжний тиск і вони не видавлюються у виробку.

Після буріння розвантажувальних свердловин довкола виробки утворюється зона понижених напружень 5 (рис. 2). Тут відбувається пластичне деформування порід у боках ви-

робки, що супроводжується частковим їх руйнуванням, призводить до втрати опори під склепінням природної рівноваги; прогин його збільшується, висота також збільшується.

У процесі деформування порід в покрівлі і в боках, а також зміщення їх по зовнішньому контуру кріплення в послаблену свердловинами зону розвантаження, важливу роль грає вага цих частин масиву.

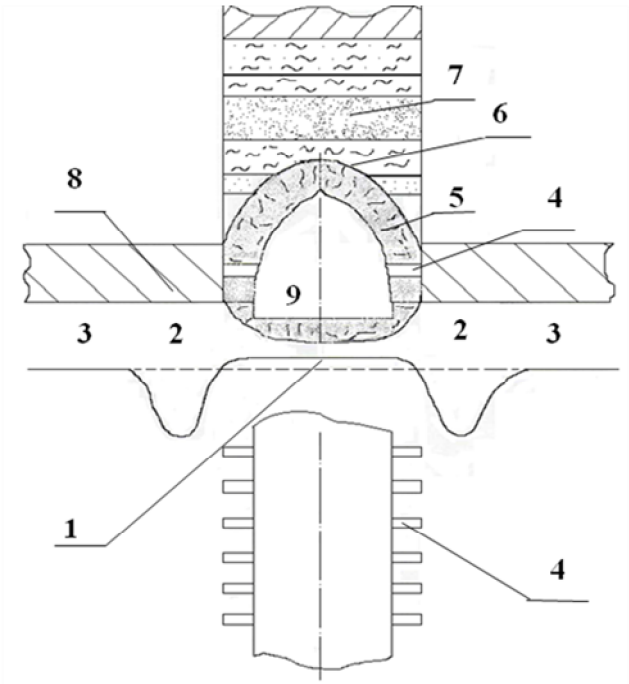


Рис. 2. Схема розподілу напружень та зони різного напруженого стану порід навколо гірничої виробки: 1 – зона понижених напружень; 2 – зона зростання напружень (опорного тиску); 3 – зона природного стану гірського масиву; 4 – розвантажувальні свердловини; 5 – зони розвантажених та зруйнованих гірничих порід; 6 – контур склепіння природної рівноваги; 7 – завислий над виробкою стовп гірського масиву; 8 – вугільний пласт; 9 – гірнича виробка

Деформації у підошві виробки не супроводжуються обваленням, однак процес тріщиноутворення має місце, хоча і в меншій мірі. За цією зоною наступає зона підвищених напружень, або зона опорного тиску 2. Величина цього тиску дещо вища початкового опорного тиску (епюра 6, рис. 1), що виник від ваги навислого вузького стовпа порід 8 над виробкою 1. Після буріння свердловин 2, навислий породний стовп 7 розширюється на подвійну довжину свердловин у боках виробки, його вага збільшується і тому опорний тиск 5 також дещо підвищиться.

Опірність стисканню розвантаженого вугільного пласта, зміна його робочих характеристик знаходяться у функціональній залежності, в основному від діаметра свердловин, розмірів перемичок і пружності вугілля. Боковому зсуву порід підошви за напластуванням від зони опорного тиску протидіють породні шари на розвантаженій ділянці, внаслідок чого породи підошви і покрівлі, безпосередньо навколо виробки, відчувають менший боковий стиск. Тому випучення порід підошви не відбувається.

Таким чином, метод охорони пластових виробок розвантаженням породного масиву свердловинами по вугіллю, є ефективним заходом із запобігання випучення порід.

Невеликі опускання покрівлі в пластових виробках, що охороняється розвантаженням від гірського тиску свердловинами по вугіллю, є ефективним заходом по підвищенню стійкості виробок.

Ступінь ефективності методу охорони підготовчої виробки розвантаженням залежить від того, на якій відстані від вибою лави відбувається буріння. Досвід з розвантаження порід

свердловинами показує, що бурові роботи слід розпочинати на відстані більшій від довжини зони впливу опорного тиску першої лави, тобто у 30-100 м попереду лави. Така відстань забезпечить розвантаження і відносну стійкість підготовчої виробки попереду і позаду лави.

Проведений аналіз геомеханічних процесів, які відбуваються в породному масиві поблизу виробки поза зоною впливу очистних робіт, показав, що оптимальна геометрична форма поперечного перерізу виробки наближена до шатрової. Для кріплення такої виробки можуть бути використані шатрові кріплення різноманітної конструкції.

Конструктивна схема кріплення наведена на рис. 3. Арка кріплення має гострокінцеву форму з відношенням висоти до середньої ширини, яка дорівнює 1,2-1,3. До складу комплекта деталей для однієї рами кріплення входять два верхняка 1, два стояка 2, поперечна балка 3, яка складається з двох частин, три міжрамні стяжки 4, два башмака 5, шарнір 6, дев'ять металічних скоб і дев'ять планок для замків піддатливости. Шарнір призначений для з'єднання верхняків арки, котрі через замки піддатливости зв'язані зі стояками. Обидві половини балки також з'єднані за допомогою замка піддатливості, причому кінці балки мають фігурні вирізи. Кінцівки балки приєднують до верхняка за допомогою металічної скоби, планок и гайок, причому дно профіля, з якого виготовлена балка, спирається на верхні кромки стояків.

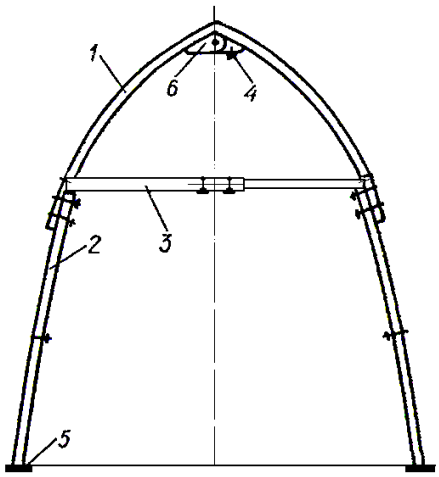


Рис. 3. Конструктивна схема кріплення

Висновки

Наведені принципово нові і якісні технічні рішення з використання гірського тиску і механічних процесів у вуглепородному масиві, що забезпечують зниження напруженого стану довкола підготовчої виробки, яка використовується повторно.

Встановлені закономірності геомеханічних процесів, що відбуваються у вуглепородному масиві, а саме: утворення склепіння природної рівноваги над виробкою; утворення зони розпушеної породи під склепінням і забезпечення напрямку переміщення цієї породи не у порожнину виробки, а зсування її по зовнішньому контуру арочного кріплення у розвантажену зону, утворену буровими свердловинами, в боках виробки. На цій основі забезпечується штучне переміщення опорного тиску від виробки вглиб масиву на довжину розвантажувальної свердловини і підвищення стійкості підготовчої виробки для її повторного використання.

Наведена форма аркового кріплення виробок, яка є найбільш перспективним і ефективним типом закріплення підготовчих виробок в гірничо-геологічних умовах з нестійкими породами покрівлі і підошви. Така форма (шатрова) забезпечує переміщення відшарованих у покрівлі блоків породи по зовнішньому контуру у розвантажену свердловинами зону.

Проведення бурових робіт у боках підготовчої виробки знижує в 5-7 разів зміщення бокових порід і підвищує її стійкість при мінімальних додаткових витратах на охорону і підтримання виробки.

Прогресивний напрям підвищення стійкості гірничих виробок і зниження витрат на їх ремонт, за рахунок штучного переміщення зони шкідливого впливу опорного тиску на деяку відстань від виробки, дозволяє відмовитись від технологічних схем підготовки виймальних стовпів, з проведенням нових конвеєрного і вентиляційного штреків для кожного стовпа і перейти на технологічні схеми відпрацювання стовпів, з повторним використанням підготовчих виробок. Відпадає необхідність видавати на поверхню породу від ремонту виробок, знижується обсяг і вартість ремонтних робіт у порівнянні з іншими способами охорони.

Список літератури

1. Способ охраны подготовительной выработки. О.В. Колоколов, Н.М. Табаченко, В.Ю. Медяник и д.р. Деклараційний патент ДП №36714 А (UA) от 01.02.2000. – № г.р. 2000020523 опубл. 16.04.2001. – Бюл. №3.

2. Усаченко Б.М., Кириченко В.Я., Шмиголь А.В. Охрана подготовительных выработок глубоких шахт Западного Донбасса: Обзор/ ЦНИЭИуголь. – М., 1992.

3. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. – М.: Недра, 1987 – 566 с.

4. Горное давление и крепление// Научн. сообщения/ Институт горного дела им. А.А. Скочинского. – Недра, 1965. – 127 с..

5. Рева В.Н., Мельников О.И., Райский В.В. Поддержание горных выработок. – М.: Недра, 1995 – 270 с.

6. Тищенко В.А. Влияние ширины выработанного пространства на параметры зоны опорного давления// Уголь Украины, 1998. – №11 и №12.

УДК 622.267.023.67:624.138.4

© С.Ф. Власов

ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ НАУЧНОГО НАПРАВЛЕНИЯ ПО СТРУЙНОМУ ЗАКРЕПЛЕНИЮ ДИСПЕРСНЫХ ПОРОД

Наведено основні досягнення наукового напряму струминного закріплення слабких дисперсних порід, що забезпечують безпечне ведення гірничих робіт та будівництво підземних споруд в особливо складних умовах.

Приведены основные достижения научного направления струйного закрепления слабых дисперсных пород, обеспечивающих безопасное ведение горных работ и строительство подземных сооружений в особо сложных условиях.

Basic achievements of scientific direction of the stream fixing of weak breeds of dispersions, providing the safe conduct of mountain works and building of underground buildings in especially difficult terms are resulted.

В 2008 г. исполняется 15 лет научному направлению по струйному закреплению дисперсных пород, возглавляемому профессором кафедры подземной разработки месторождений Власовым С.Ф. За прошедший период были защищены одна докторская диссертация (С.Ф. Власов) и пять кандидатских диссертаций (С.В. Ткачук, А.Б. Владыка, С.Е. Тимченко, О.А. Устивицкий, Н.А. Максимова-Гуляева).

Идея научного направления состоит в направленном изменении физико-механических свойств и состояния дисперсных водонасыщенных пород под воздействием высоконапорных струй твердеющих растворов, обеспечивающих безопасное ведение горных работ и строительство подземных сооружений в особо сложных условиях.

В рамках научного направления получены следующие основные научные и практические результаты.

Профессором Власовым С.Ф. совместно с Ткачуком С.В. создана теория расчета рабочих параметров струйной технологии закрепления слабых дисперсных пород в зависимости от физико-механических свойств закрепляющего раствора и закрепляемой дисперсной породы. Свойства закрепляемой с помощью струйной технологии породы, ранее описываемые в рамках теории динамики грунтов, впервые были описаны с помощью теории турбулентных струй. Это позволило, при определении глубины проникания струи в породу, учесть турбулентный характер распространения струи и установить зависимость изменения скорости струи вдоль оси ее распространения.

Использовано понятие «ударная вязкость» для слабых дисперсных пород. Для проведения исследований по определению ударной вязкости этих пород была разработана методика и создана лабораторная установка, на которой впервые были получены зависимости ударной вязкости от степени влажности для связных и несвязных дисперсных пород. Установлено, что при увеличении влажности до 25% ударная вязкость для связных пород уменьшается на 50-80 Дж/м^2 за счет ослабления поверхностных связей между частицами породы, а у несвязных – возрастает на 40-60 Дж/м^2 за счет увеличения поверхностных сил в межпоровом пространстве дисперсной породы.

Получена зависимость экспериментальной функции, входящей в теорию турбулентных струй от соотношения плотностей двух перемешивающихся сред, что позволило учесть при теоретических расчетах отличие плотности струи закрепляющего раствора от плотности закрепляемой породы.

Установлены граничные условия проникания высоконапорной струи закрепляющего раствора в слабую дисперсную породу, что позволяет определять конечную глубину распространения струи раствора в этой породе:

$$h = \sqrt{\frac{2,73 \cdot d_0^3 \cdot u_0}{\pi \cdot d_1 \cdot \omega \cdot c \cdot \left(1 + \frac{\rho_2}{\rho_1}\right) \cdot k}},$$

где d_0 – диаметр сопла, м;

u_0 – скорость струи закрепляющего раствора на выходе из сопла, м/с;

d_1 – диаметр рабочего инструмента, м;

ω – скорость вращения рабочего инструмента, м/с;

c – функция закона изменения ρ_2, ρ_1; ρ_1 – плотность закрепляющего раствора, кг/м^3 ;

ρ_2 – плотность закрепляемой породы, кг/м^3;

k – коэффициент учитывающий время поднятия и одного оборота рабочего инструмента.

На основании теоретических и экспериментальных исследований различных форм и геометрических размеров насадок, которые можно применять при струйной технологии закрепления дисперсных пород, были определены рациональные геометрические размеры и формы насадок, предотвращающие возникновение явления кавитации при высоких давлениях и обеспечивающие оптимальное качество струи. Установлены новые закономерности проникания высоконапорных струй в слабые дисперсные породы в зависимости от соотношений плотностей закрепляющего раствора и обрабатываемой породы, ударной вязкости этой породы, скоростей поднятия и вращения рабочего инструмента, расхода и давления струи закрепляющего раствора, геометрической формы сопла, формирующего струю, на основании которых были разработаны способы струйного закрепления пород, подтвержденные патентами Украины.

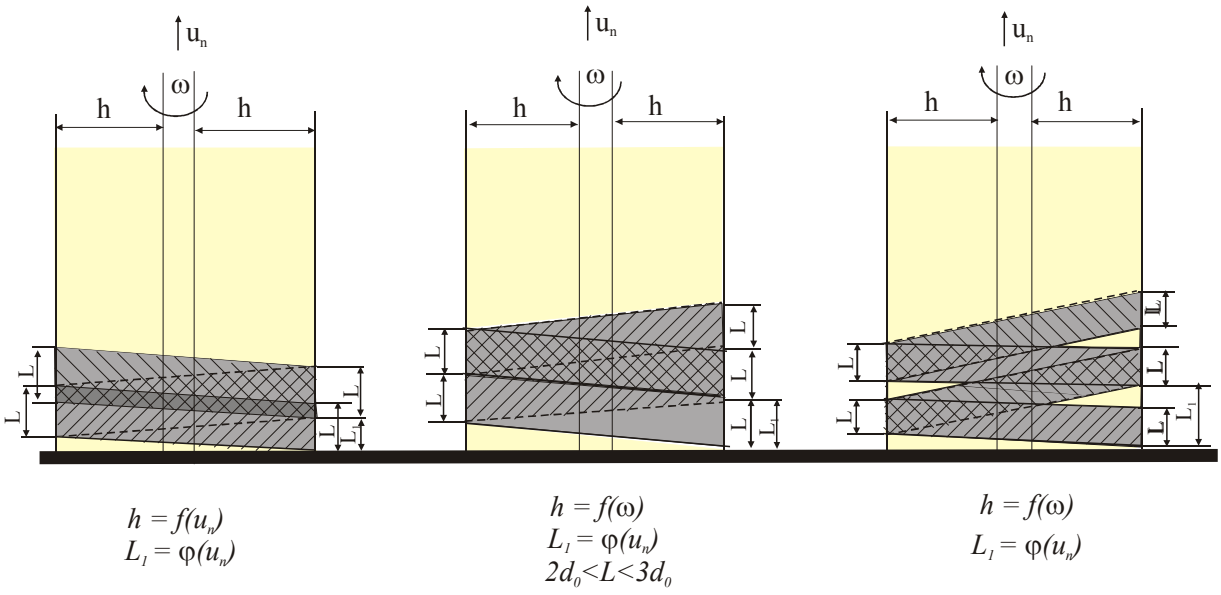


Рис. 1. Зависимость формирования закрепленного элемента от скорости вращения и поднятия рабочего инструмента

Получена критериальная зависимость, включающая видоизмененный критерий Рейнольдса, критерий Фурье и критерий, описывающий соотношение плотностей закрепляющего раствора и обрабатываемой породы, что позволило пересчитать давление нагнетания и расход закрепляющего раствора, время действия и глубину проникания струи, полученные в процессе моделирования для натурных условий.

На основании лабораторных исследований определено оптимальное водоцементное отношение суспензий на цементном базисе применяемых для струйной технологии закрепления дисперсных пород, обеспечивающее необходимую прочность закрепленной породы.

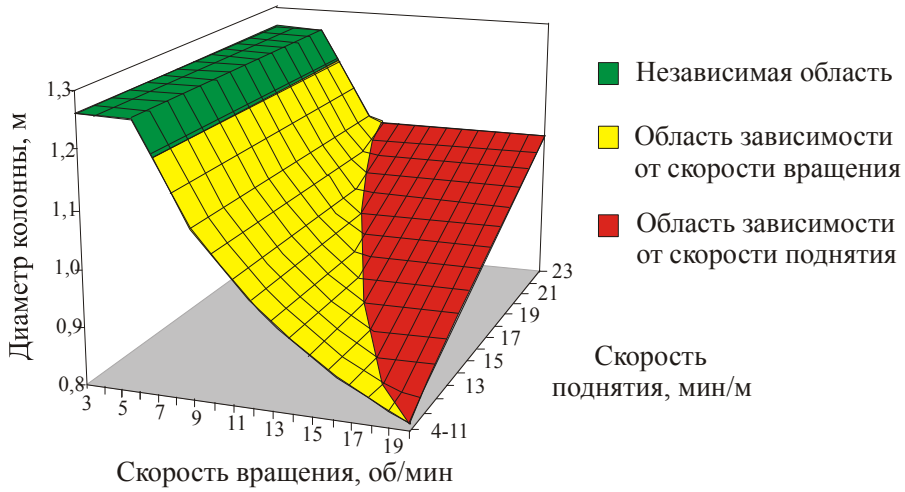


Рис. 2. Зависимость диаметра закрепленной колонны от скоростей вращения и поднятия струйного монитора

Установлены закономерности влияния качества и количества закрепляющих растворов на прочность породоцементных элементов, позволяющие определить рациональные параметры процесса закрепления при решении различных горнотехнических задач.

Впервые разработана классификация слабых дисперсных пород в зависимости от глубины проникания в них высоконапорной струи закрепляющего раствора, которая позволя-

ет учитывать ударную вязкость этих пород, производить предварительный выбор способов, а также технологических параметров струйного закрепления.

Доцент **Владыко А.Б.** обосновал технологию создания противофильтрационных завес струями высокого давления закрепляющих растворов (2000).

Основными научным результатами его работы являются: обосновал технологические параметры формирования противофильтрационных завес в слабых дисперсных породах с помощью струй закрепляющих растворов, позволяющие управлять прочностными и фильтрационными свойствами создаваемых противофильтрационных завес. Им установлены закономерности глубины проникания высоконапорных струй закрепляющих растворов от плотности закрепляющего раствора, ударной вязкости дисперсной породы, диаметра сопла и начальной скорости струи при невращающемся струйном мониторе, а также зависимости максимальной глубины проникания высоконапорной струи от скорости поднятия монитора, что обеспечивает эффективный расход раствора. В результате экспериментальных и аналитических исследований установлена закономерность образования зоны чистого цемента при проникании струй закрепляющих растворов в мелкозернистые пески, обеспечивающей низкий коэффициент фильтрации формируемой завесы, получены новые зависимости влияния коэффициента фильтрации и прочности от количества закрепляющего раствора в породорастворных элементах, позволяющие определять рациональные параметры формирования толщины противофильтрационных завес при решении различных горнотехнических задач.

Доцент **Тимченко С.Е.** обосновала параметры интенсификации процессов струйного закрепления пород при магнитной обработке цементных растворов (2001).

Основными научным результатами ее работы являются: определены рациональные параметры магнитной обработки цементных растворов, используемые в струйном закреплении пород при решении различных горнотехнических и строительных задач. В результате выполненных экспериментальных исследований доказано, что целесообразно подвергать магнитной обработке цементный раствор, а не воду для его затворения. Рациональные параметры магнитной обработки цементных растворов, при которых наступает оптимальное изменение их физико-механических свойств, таковы: индукция магнитного поля B = 0,36 Тл, скорость обработки жидкой среды в магнитном поле – 1,79 м/с. Получены закономерности изменения физико-механических свойств (прочности на одноосное сжатие и плотности цементного камня, времени начала и конца схватывания и вязкости) цементных растворов и полученного из них цементного камня от величины индукции магнитного поля. Доказано, что прочность на одноосное сжатие цементного камня, полученного из активированных магнитным полем растворов, при изменении индукции последнего от 0 до 0,6 Тл описывается произведением экспоненциальной и степенной зависимостей, имеющей экстремум в точке B = 0,36 Тл.

Установлена зависимость прочности закрепленных среднезернистых песков влажностью 2-27% от прочности цементного камня, получаемого из используемого твердеющего раствора. Для среднезернистых песков установлена связь количества цементного раствора в закрепленных элементах с первоначальной влажностью породы. На основании теории движения вязкой несжимаемой турбулентной струй в трубопроводе разработаны компьютерные программы расчета коэффициента потерь давления в нагнетающей системе. Обоснованы технологические параметры струйного закрепления пород с применением активизации магнитным полем используемых для этого твердеющих цементных растворов.

Устивицкий О.А. обосновал технологические параметры струйного закрепления обводненных грунтов. (2003).

Основными научным результатами его работы являются: обоснованы технологические параметры струйного закрепления обводненных грунтов, позволяющие управлять прочностными свойствами закрепленных грунтов в условиях их обводненности; необходимость замены ударной вязкости грунтов на параметры сдвига (угол внутреннего трения и коэффициент сцепления), что позволило перейти к единой методике определения указанных

показателей как для связных, так и несвязных грунтов с различной степенью влажности. Для этого были установлены зависимости ударной вязкости от влажности связных и несвязных грунтов различной плотности. На основании этого получена зависимость максимальной глубины проникания закрепляющего раствора в грунт от его сдвиговых характеристик. Установлено, что прочность защитных элементов, сооружаемых с помощью струйного закрепления в обводненных несвязных грунтах, уменьшается в 1,5-1,7 раза. Получена зависимость прочности закрепленного элемента от количественного соотношения раствора и обводненного грунта. Достижение проектной прочности при решении различных горнотехнических задач обеспечивается выбором рациональных скоростей вращения и подъема рабочего монитора. Установлено, что прочность контактной зоны растворогрунтовых элементов зависит от продолжительности времени между их стыковкой и может снижаться в пределах 30%, что подтверждается необходимостью стыковки этих элементов с минимальными технологическими перерывами. Выполнен анализ эффективности использования струйного закрепления грунтов с обжатием и без обжатия струй раствора сжатым воздухом. Наиболее эффективным как с экономической, так и технологической точки зрения является струйный способ закрепления грунтов без обжатия струи раствора сжатым воздухом.

Доцент **Максимова-Гуляева Н.А.** обосновала способ повышения устойчивости оползнеопасных склонов с помощью струйной технологии закрепления грунтов (2006).

Основными научным результатами ее работы являются: обоснован способ повышения устойчивости оползнеопасных склонов с помощью струйного закрепления грунтов за счет формирования свай различных конструкций с добавкой в цементолессовую смесь извести, а также их вибрированием и сегментным армированием. На основании анализа специфических особенностей рельефообразования и свойств покровных лессовых отложений Приднепровского региона выделены оползни днепропетровского типа. Получены закономерности изменения механических свойств (пределы прочности при сжатии, изгибе и срезе) цементолессовых смесей при различных количествах извести и цемента в зависимости от сроков твердения. В процессе исследования прочностных показателей цементолессовых смесей зафиксировано снижение прочности в 1,05-1,3 раза в зависимости от процентного содержания цемента и извести. Это явление обусловлено развитием высоких внутренних напряжений, вызывающих расширение, микротрещинообразование и, как следствие, – снижение прочности в период начала интенсивного формирования мелкокристаллической жесткой структуры. Установлено, что скорость набора прочности прямо пропорциональна процентному содержанию цемента и извести в смеси. Получена зависимость прочности цементолессовой смеси от времени ее виброобработки продолжительностью 60 и 120 с частотой 50 Гц. Эффективность виброобработки смеси с 5% извести и 50% цемента в 42-дневном возрасте при 60 с обработки увеличивается в 1,2 раза, при 120 с – 1,4 раза. Максимальное значение прочности при сжатии соответственно 9,2 и 10,5 МПа. Разработана методика расчета сегментного армирования противооползневых свай. Предложенное расположение армирующих элементов позволяет полнее использовать механические свойства разнородных материалов. При этом максимальные напряжения в стальных элементах достигают предела текучести, а в цементолессовой смеси – напряжения хрупкого разрушения при сжатии. Это позволило обосновать типоразмерный ряд армированных противооползневых свай. Обоснована целесообразность использования в качестве элементов противооползневых конструкций сдвоенных секущих свай.

Практическое значение

Разработаны основы управления свойствами и состоянием слабых дисперсных пород с помощью высоконапорных струй закрепляющих растворов, что позволило создать эффективные способы (патенты №10333 А; 10392 А; 15071 А; 20380 А, 37993 А), технологию и средства струйного закрепления, обеспечивающие необходимую безопасность при решении различных горнотехнических задач в процессе освоения подземного пространства городов Украины.

Разработаны два способа струйного закрепления дисперсных пород с обработкой цементных растворов магнитным полем, в зависимости от конкретных требований, предъявляемых к омоноличиваемым элементам: 1) активизация цементных растворов производится непосредственно в процессе закрепления пород (для получения породорастворных конструкций переменного сечения); 2) с предварительной активизацией цементных растворов в магнитном поле (для получения конструкций постоянного сечения).

Разработаны компьютерные программы по определению технологических параметров и схемы струйного закрепления пород при проведении вертикальных стволов и горизонтальных выработок неглубокого заложения, создании гидроизоляционной завесы вокруг подземных камер, закреплении оснований под зданиями и сооружениями, а также методика проектирования противооползневых конструкций, позволяющая обеспечивать эффективное использование струйной технологии закрепления лессовых склонов. Технологические схемы согласованы с проектным институтом «Днепрогипрошахт» и утверждены ДонУГИ.

Разработан, смонтирован и опробован в полигонных условиях опытный образец установки по струйному закреплению дисперсных пород на базе буровой УРБ-2А-2 и шасси ЗИЛ-131, которая позволяет выполнять работы по закреплению с поверхности на глубину до 30 м (рис. 3).

Результаты исследований в виде рекомендаций внедрены в проекты Днепрогипрошахт, Днепрометропроект и Укртоннельстройэко. Результаты исследований также прошли технологическую апробацию в фирме «Бауэр» (Германия) при строительстве Берлинского метрополитена.

Проведены испытания экспериментальной установки при закреплении песков на трассе станции открытого заложения «Набережная им. Ленина» Днепропетровского метрополитена, которые подтвердили обоснованность и достоверность научных результатов, выводов и рекомендаций.



а *б*

Рис. 3. Установка и результаты экспериментальных работ по струйному закреплению дисперсных пород с вращением (а) и без вращения струйного монитора (б)

Публикации

Всего опубликовано 105 научных трудов и авторских свидетельств, десять патентов, в том числе две монографии. Результаты исследований опубликованы в Украине и России.

Основные публикации

1. Бондаренко В.И., Власов С.Ф., Ткачук С.В. Выбор определяющих параметров струйного закрепления пород // Гидротехническое строительство. – 1993. – №11. – С. 8-10.

2. Власов С.Ф. Теория и технология струйного закрепления пород // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1997. – №7. – С. 4-5.

3. Власов С.Ф., Устивицкий О.А. Обоснование эффективности струйных способов закрепления дисперсных пород // Науковий вісник НГА України, 2000. – №6. – С. 23-26.

4. Власов С.Ф., Тимченко С.Е. Влияние магнитного поля на некоторые физико-химические свойства цементных растворов, используемых при струйной технологии закрепления пород // Науковий вісник НГА України, 2001. – №4. – С. 5-7.

5. Власов С.Ф., Садовенко И.А., Максимова-Гуляева Н.А. Обоснование возможности использования струйной технологии закрепления грунтовых склонов на основе анализа противооползневых мероприятий //Науковий вісник НГА України. – 2002. – №5. – С. 31-33.

6. Власов С.Ф., Тимченко С.Е., Рябичев В.Д. Интенсификация процессов струйного закрепления пород при магнитной обработке цементных растворов. – Луганск: Ятрань, 2005. – 128 с.

7. Ропай В.А., Власов С.Ф., Максимова-Гуляева Н.А. Математическая модель напряженно-деформированного состояния армированной цементолессовой противооползневой сваи //Науковий вісник НГУ, 2005. – №8. – С. 47-51.

УДК 622.272+541.1

© А.А. Гайдай,
В.И. Мальченко

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ БРИКЕТОВ ИЗ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ И ШТЫБОВ, ПОЛУЧЕННЫХ СПОСОБОМ ХОЛОДНОГО ОКУСКОВАНИЯ

У статі розглядається нова технологія огрудкування кам'яновугільних шламів і штибів. Представлено 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.

В рамках Программы научно-технического развития Донецкой области на период до 2020 года совместно с ОАО «Донецкоблэнерго» и донецким филиалом государственного предприятия «Укрэнергоуголь» разработана новая технология окускования угольных шламов и штыбов.

Обобщенные научные исследования, которые были признаны и зарегистрированные как научное открытие №12 [1], явились основой разработки новой технологии адгезионно-химического окускования бурого угля, торфа, угольных шламов и других материалов органического происхождения и отходов или их комбинации. Созданы промышленные установки, реализующие технологию – холодного окускования топлива ХОТ-3 и ХОТ-31 [2]. Установки включают последовательно установленные три ступени. В каждой ступени происходит раз-

давливание 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.

При годовой добыче около 80 млн.т, угольная промышленность едва удовлетворяет актуальные потребности твердотопливной электроэнергетики и металлургии страны, а также ежегодно требующиеся в пределах 20-30 млн. т каменного угля для бытовых и коммунальных нужд. Полная загрузка мощностей электростанций могла бы удовлетворить потребности в электроэнергии. Однако, для этого необходимы дополнительные объемы угля.

За многолетний период работы угольной промышленности Украины, вблизи шахт и обогатительных фабрик имеется около 150 млн. т угольных шламов и штыбов, использование которых в качестве вторичного топливного ресурса, значительно улучшит состояние топливно-энергетического комплекса.

Брикетирование каменноугольной мелочи и антрацитовых штыбов дает возможность расширить ресурсы сортового топлива.

Брикеты являются высококалорийным и удобным в обращении топливом, находят применение в быту и обеспечивают сокращение перевозок топлива.

В последнее время брикетирование углей начинает приобретать большое значение в связи с развитием производства искусственного бытового топлива. Большинство из известных способов получения искусственного топлива основано на его предварительном брикетировании с последующей термической обработкой брикетов.

Традиционные технологии брикетирования является дорогостоящими и энергоёмкими. Для осуществления процесса традиционного брикетирования – необходимо создание давления в 10-50 МПа при использовании связующих веществ и 50-100 МПа без связующих, а также температура в пределах 90-100˚С. Факты показывают, что необходим новый подход в вопросе переработки угольных шламов и штыбов.

Целью исследований являются прочностные свойства брикетов из угольных шламов и штыбов, полученных способом холодного окускования.

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. 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. Механизм окускования 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.

Зависимость прочности окускованного материала от Eh-потенциала представлена на рисунке 1.

Установленные закономерности взаимодействия угольных шламов с физическими растворами различной степенью кислотности были положены в основу новой технологии окускования.

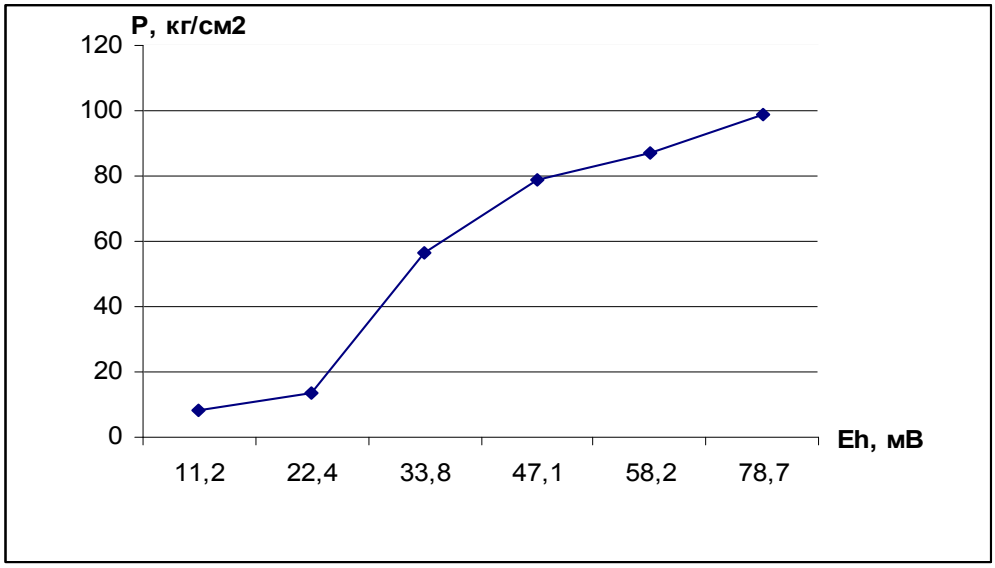


Рис. 1. Зависимость прочности окускованного материала от электрокинетического потенциала заряженности частиц

Предложенная технология, основана на принципах холодного окускования твёрдого топлива и уменьшает затраты при производстве.

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. 2). Сушка осуществляется за счет принудительной вентиляции в течение 1 часа, либо в условиях естественной вентиляции в течение 2..3 суток.



Рис. 2. Готовое окускованное топливо (исходный материал антрацитовый шлам) и установка ХОТ-31, реализующая адгезионно-химическую технологию окускования

Окускованное топливо обладает высокими теплоэнергетическими и физико-механическими свойствами, в частности, достаточной механической прочностью, водостойкостью, термостойкостью. Так готовое топливо, даже при использовании высокозольных каменноугольных шламов, имеет теплотворную способность не менее 3500 ккал/кг, а при окускование низкозольного угля может достигать 4500 ккал/кг, при окускование 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.

Технология окускования не энергоёмка. На тонну готовой продукции расходуется до 35 кВт-ч с учётом сушки. Себестоимость передела составляет 35-40 грн/т.

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 потребителями при транспортировке и сжигании. Для твёрдого топлива эти свойства напрямую зависят от углефикации и степени метаморфизма. Известно, что с ростом степени углефикации возрастает содержание углерода в материале. Поэтому подход к окускованию разных горючих ископаемых должен быть неодинаковым.

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 числа композиций исходного материала. Для выбора режимов и параметров процесса окускования топлива выполнены термический, рентгеноструктурный, технический (определение зольности, влажности, калорийности при сжигании и выход 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 обуславливается процессами взаимного расположения и взаимосвязи между компонентами шихты и достаточно полно может быть охарактеризована адгезией. Адгезия характеризует молекулярные взаимодействия, возникающие между поверхностями двух разнородных жидких или твердых тел, приведенных в контакт, зависит от изменения конформации макромолекул структур связующих на границе раздела фаз: от шероховатости, пористости и влажности топлива.

Исследования, связанные с увеличением прочностных свойств готового окускованного топлива, представлены в таблице.

Таблица

Зависимость прочности брикетов от содержания влажности исходных шламов при воздействии физическим раствором (1,5%)

Марка угля, составляющего шлам*	**Г**			**Д**			**Т**			**А**		
Влажность шихты	15	20	25	15	20	25	15	20	25	15	20	25
Прочность брикетов	27,8	24,2	23,4	31,5	30,8	28,2	29,1	27,0	26,6	34,9	32,7	31,4

** где Г, Д, Т, А – марки углей, соответственно – газовый, длиннопламенный, тощий, антрацит.*

Выводы:

– разработана новая адгезионно-химическая технология окускования угольных шламов и штыбов;

– установлено, что увеличение заряженности частиц шихты угольного шлама ведет к увеличению прочности готового окускованного топлива (например, зараженность частиц одного из антрацитовых шламов от 11,2 до 78,7 мВ ведёт к увеличению прочности при его окускования от 9,5 до 98,9 кг/см^2);

– с уменьшением влажности исходного материала увеличивается прочность окускованного топлива.

Список литературы

1. Бондаренко В.И., Пивняк Г.Г., Зорин А.Н. Закономерность омоноличивания рыхлых водонасыщенных пород //Научное открытие №12. – М. – 1995.
2. Патент України №65923А, Спосіб згрудкування твердого палива органічного походження та шихта /Пілов П.І., Бондаренко В.І., Куденко Г.О., Канарська Н.В.
3. Химия природных энергоносителей и углеродных материалов. М. – 1998.
4. Саранчук В.И., Ошовский В.В. Физико-химические основы переработки горючих ископаемых: ДонГТУ.: Східний видавничий дім, 2001. – 304 с.
5. Круглицкий Н.Н. Основы физико-химической механики. – Киев: Вища школа, 1977. – Т.3. – 135 с.

УДК 622.235.4

© Е.Б. Устименко,
В.И. Голинько

ОЦЕНКА ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ МАРКИ «ЕРА» С КОМПОНЕНТАМИ СМЕСЕВОГО ТВЕРДОГО РАКЕТНОГО ТОПЛИВА

Приведені результати екологічного моніторингу атмосферного повітря, грантової води і ґрунту проведеного при проведенні виробничих випробувань емульсійних вибухових речовин мазкі «ЕРА» з компонентами змішаного твердого ракетного палива.

Приведены результаты экологического мониторинга атмосферного воздуха, грунтовой воды и почвы проведенного при проведении производственных испытаниях эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» с компонентами смесевого твердого ракетного топлива.

The results of the ecological monitoring of atmospheric air, grantovoy water and soil conducted, are resulted during conducting of production tests of emulsive explosives easily soiled «ERA» with the components of the mixed hard rocket fuel.

В последнее время Украина расходует значительные средства на хранение, обслуживание и утилизацию отслуживших свой срок или снятых с вооружения взрывоопасных конверсионных изделий и материалов, начиная от обычных снарядов и мин и оканчивая такими сложными и дорогостоящими изделиями как трехступенчатые твердотопливные межконтинентальные баллистические ракеты (МБР) типа РС-22 (SS-24). В настоящее время все украинские МБР с ракетными двигателями твердого топлива (РДТТ) сняты с вооружения, демонтированы и согласно «Программы совместного уменьшения угрозы» между Правительствами Украины и США основная их часть должна быть уничтожена или утилизирована. В качестве полигона для утилизации было выбрано ГП НПО «Павлоградский химический завод».

С экономической точки зрения более перспективной является утилизация МБР, при которой возможно повторное использование отдельных узлов и агрегатов, а также дорогостоящего сырья и материалов, затраченных на изготовление изделий. Основными проблемами, возникающими при утилизации ракет, являются проблемы, связанные с утилизацией ракетных двигателей твердого топлива (РДТТ).

Из известных методов утилизации украинская сторона выбрала наиболее безопасный метод ликвидации путем гидромеханического извлечения топлива из РДТТ с последующей утилизацией извлеченного измельченного твердого ракетного топлива (ТРТ) в промышленные взрывчатые вещества (ВВ).

Одним из новых видов разработанных ВВ, в которых используется ракетное топливо, являются эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ) марки «ЕРА». Важным этапом отработки тех-

нологического процесса изготовления наливных эмульсионных взрывчатых веществ с ракетным топливом, предназначенных для механизированного заряжания скважин с использованием смесительно-зарядных машин является оценка воздействия ВВ нового типа на атмосферный воздух, грунтовые воды и почву, что и является целью выполненного нами экологического мониторинга, результаты которого приведены в настоящей публикации.

Экологический мониторинг проводился специалистами лабораторного комплекса научно-производственных и сертификационных испытаний научно-исследовательского института высокоэнергетических материалов НПО «ПХЗ».

При выполнении экологического мониторинга на местах ведения взрывных работ определялись показатели по наличию и концентрации:

– в атмосферном воздухе – оксида углерода, двуокиси азота, хлористого водорода;

– в поверхностном грунте – никеля, цинка, меди, свинца, нитратов, аммония;

– в поверхностной воде – нитратов, нитритов, азота аммонийного, продукта 28.

При проведении исследований загрязнения атмосферного воздуха определение концентрации оксида углерода производили в соответствии с «Руководством по контролю загрязнения атмосферы» РД 52.04.186-89, двуокиси азота - «Руководством по контролю загрязнения атмосферы» РД 52.04.186-90 и хлористого водорода - «Руководством по контролю загрязнения атмосферы» РД 52.04.186-91.

При проведении исследований поверхностной воды определение концентрации нитратов и нитритов производили в соответствии с «Методикой фонометрического определения нитратов с салициловой кислотой в поверхностных и биологически очищенных водах КНД 211.1.4.027-95», азота аммонийного - «Методикой определения массовой концентрации аммония-ионов фотоколометрическим методом с реактивом Неслера» МВВ №081/12-0106-03, продукта 28 – «Методикой определения продукта 28 в воде с применением реактива бриллиантового зеленого Инв. №3518».

При исследовании поверхностного грунта определение массовой концентрации меди, никеля, свинца и цинка производилось методом атомно-абсорбционной спектрофометрии в соответствии методиками МВВ 081/12-0002-01, МВВ 081/12-0003-01, МВВ 081/12-0009-01 и МВВ 081/12-0013-01. Определение нитратов производилось ионометрическим методом в соответствии с ГОСТ 26951-86 а обменного аммония - ГОСТ 26489-87.

Экологический мониторинг на этапе производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ осуществлялся при проведении взрывных работ в период с 09.01.2007 г. по 24.04.2007 г. в условиях нерудных месторождений ОАО «Новополтавский карьер», ОАО «Кировоградский карьер», ОАО «Новопавловский карьер» и др. карьеров. Указанные месторождения имеют различные структурно-геологические, физико-химические свойства горных пород и наряду с экологическими задачами решался ряд задач относительно промышленной применяемости ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ.

При проведении производственных испытаний изготовлено и заряжено в скважины 1196750 кг ЭВВ марки «ЕРА» в том числе марки «ЕРА»-А – 74328 кг, марки «ЕРА»-АМ – 162008 кг, марки «ЕРА»-AL – 249236 кг, марки «ЕРА»-I – 45072 кг, марки «ЕРА»-II – 666106 кг. Всего в ходе проведения экологического мониторинга было проведено 21 комплексное обследование влияния взрывных работ на атмосферный воздух, грунтовые воды и почву. В таблицах 1-3 приведены выборочные результаты исследований, выполненных в январе 2007 г.

Кроме указанных исследований, специалистами Института экогигиены и токсикологии им. Л.И. Медведя МОЗ Украины (аттестат аккредитации №2Н375) были выполнены исследования продуктов детонации ЭВВ марки «ЕРА» на наличие диоксинов (общее количество возможных изомеров для диоксинов – 75), которые проводились в модельных условиях (замкнутых камерах) и в условиях открытых горных разработок при проведении взрывных работ.

По результатам проведенного экологического мониторинга состояния окружающей природной среды, в условиях открытых горных разработок при проведении взрывных работ, установлено, что:

– в пробах атмосферного воздуха компоненты ракетных топлив не обнаружены, а содержание анализируемых показателей по другим веществам ниже уровней ПДК;

– в отобранных пробах грунта наличие компонентов ракетных топлив не обнаружено, а также не зафиксировано качественного и количественного изменения анализируемых показателей по сравнению с фоновыми, что подтверждает отсутствие ухудшения состояния почвы за период проведения взрывных работ с использованием ЭВВ марки «ЕРА»;

– в отобранных пробах поверхностных и грунтовых вод не зафиксировано наличие компонентов ракетных топлив, а также не зафиксировано качественного и количественного изменения анализируемых показателей.

Таблица 1

Результаты экологического мониторинга атмосферного воздуха при проведении производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА»

Дата, наименование карьера, этап испытаний	Контролируемый показатель	ПДК, мг/м^3	Концентрация, мг/м^3			
			до взрыва	через 30 мин после взрыва	через 45 мин после взрыва	через 60 мин после взрыва
9.01.07 г. Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-I	**Протокол 1**					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,3	0,7	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,025	0,028	0,027	0,026
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			
9.01.07 г. Малокохновский карьер, приемочные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-А	**Протокол 4**					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,2	0,5	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,027	0,031	0,028	0,027
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			
17.01.07 г. Новопавловский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-II	**Протокол 7**					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,4	0,8	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,025	0,028	0,027	0,027
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			
26.01.07 г. Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-II	**Протокол 7**					
	Оксид углерода	5,0	0,00	1,5	0,7	0,00
	Двуокись азота	0,085	0,029	0,032	0,032	0,03
	Хлористый водород	0,2	Ниже предела обнаружения методики <1			

Таблица 2

Результаты экологического мониторинга грунтовой воды
при проведении производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА»

Дата, наименование карьера, этап испытаний	Контролируемый показатель	ПДК, мг/дм^3	Концентрация, мг/дм^3	
			До проведения взрыва	После проведения взрыва
9.01.07 г. Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-I	**Протокол 2**			
	Нитраты	45,0	3,56	3,61
	Нитраты	3,3	<0,03	<0,03
	Азот аммонийный	2,0	0,21	0,23
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00
9.01.07 г. Малокохновский карьер, приемочные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-А	**Протокол 5**			
	Нитраты	45,0	3,52	3,55
	Нитраты	3,3	<0,03	<0,03
	Азот аммонийный	2,0	0,23	0,24
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00
17.01.07 г. Новопавловский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-II	**Протокол 8**			
	Нитраты	45,0	20,8	21,1
	Нитраты	3,3	0,34	0,35
	Азот аммонийный	2,0	<0,1	<0,1
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00
26.01.07 г. Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-II	**Протокол 11**			
	Нитраты	45,0	4,12	4,16
	Нитраты	3,3	<0,03	<0,03
	Азот аммонийный	2,0	<0,28	<0,28
	Продукт 28	5,0	0,00	0,00

На основании полученных результатов мониторинговых исследований, можно сделать вывод об отсутствии негативного влияния на состояние окружающей среды применения ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ. Получено заключение Государственного управления охраны окружающей среды в Днепропетровской области №262 государственной экологической экспертизы о возможности применения эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» с ТРТ при использовании машин смесительно-зарядных SMS K-8/7, UMS-11 в условиях открытых горнодобывающих карьеров Украины.

Таблица 3

Результаты экологического мониторинга почвы
при проведении производственных испытаний ЭВВ марки «ЕРА»

Дата, наименование карьера, этап испытаний	Контролируемый показатель	ПДК, мг/кг	Концентрация, мг/кг			
			до взрыва на глубине		после взрыва на глубине	
			5 см	20 см	5 см	20 см
9.01.07 г. Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-I	**Протокол 3**					
	Никель	4,0	4,3	4,5	4,5	4,6
	Цинк	23,0	6,4	6,6	6,8	6,7
	Медь	3,0	7,6	7,2	7,9	7,4
	Свинец	32,0	5,4	5,5	5,5	5,6
	Нитраты	130,0	12,5	12,2	12,8	12,3
	Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5
9.01.07 г. Малокохновский карьер, приемочные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-А	**Протокол 6**					
	Никель	4,0	4,4	4,5	4,6	4,7
	Цинк	23,0	6,2	5,9	6,4	6
	Медь	3,0	7,8	7,9	7,8	8
	Свинец	32,0	5,1	5,6	5,5	5,7
	Нитраты	130,0	12,1	11,7	12,5	11,8
	Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5
17.01.07 г. Новопавловский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-II	**Протокол 9**					
	Никель	4,0	5,6	5,9	5,8	5,8
	Цинк	23,0	<5,0	<5,0	<0,5	<0,5
	Медь	3,0	2,8	2,7	2,9	2,8
	Свинец	32,0	<2,0	<2,0	<2,0	<2,0
	Нитраты	130,0	12,1	12,5	12,4	12,4
	Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5
26.01.07 г. Малокохновский карьер, предварительные испытания ЭВВ марки «ЕРА»-II	**Протокол 12**					
	Никель	4,0	4,6	4,7	4,8	4,7
	Цинк	23,0	6,6	6,8	6,9	6,7
	Медь	3,0	8,2	8,6	8,5	8,7
	Свинец	32,0	5,1	5,7	5,5	5,8
	Нитраты	130,0	13,5	13,9	13,8	14
	Аммоний	Не нормир.	<5,0	<5,0	<5,0	<0,5

Поведенные производственные испытания ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ и полученные результаты экологического мониторинга позволили:

– выполнить термохимические расчеты составов эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» применительно к условиям нерудных месторождений полезных ископаемых;

– отработать технологические процессы изготовления окислительной и горючей фазы;

– отработать технологические процессы изготовления эмульсий и эмульсионных взрывчатых веществ II класса применения;

– отработать технологический процесс изготовления смеси эмульсии с продуктами ТРТ.

По результатам выполнения работ были определены оптимальные параметры технологического процесса изготовления ЭВВ марки «ЕРА» с ТРТ, обеспечивающие безопасность выполнения технологических операций на всех его участках, и исключить негативное влияния на состояние окружающей среды применения данного типа ВВ.

Список литературы

1. К вопросу безопасности процесса ликвидации ступеней МБР SS-24 методами извлечения СТРТ / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, В.С. Дудко, П.В. Швыдько // Тр. междунар. конф. «Взрывное дело-99». – М.: МГГУ, 1999. – С. 173-176.

2. Шиман Л.Н. Экономические и технические проблемы утилизации ракетных двигателей твердого топлива // Економічний вісник НГА України, Т.2. Матер. міжнар. наук.-практич. конф. «Проблеми та перспективи розвитку економіки України в умовах ринкової трансформації» – Дніпропетровськ, 1999. – С. 267-268.

© П.И. Пономаренко,
С.В. Васильев,
Е.А. Марченко

РЕЗЕРВЫ СОХРАНЕНИЯ ШАХТНОГО ФОНДА В УКРАИНЕ И ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ИХ РЕАЛИЗАЦИИ

Розглянуто альтернативні способи підтримання і розвитку шахтного фонду. Досліджено можливість оцінки варіантів прирізки запасів корисних копалин завдяки економіко-математичному моделюванню. Визначено умови доцільності конкретного варіанту в порівнянні з іншими. Обґрунтовано передумови застосування економіко-математичної моделі і наведено результати моделювання економічної доцільності повноти вилучення запасів вугілля на шахтах з малими залишковими запасами.

Рассмотрены альтернативные способы сохранения и поддержания шахтного фонда. Исследована возможность оценки вариантов прирезки запасов полезного ископаемого с помощью экономико-математического моделирования. Определены условия целесообразности конкретного варианта в сравнении с другими вариантами прирезки. Обоснованы предпосылки применения экономико-математической модели и приведены результаты моделирования экономической целесообразности полноты вынимания запасов угля на шахтах с малыми остаточными запасами.

The alternative methods of maintenance and development of mine fund are considered. Possibility of economical estimation of variants of coal-cutting with stores due to the economical and mathematical design is investigated. Determination of terms of economic expediency of concrete variant as compared to other is examined. Pre-conditions of application of the economic and mathematical model are grounded. The results of economic and mathematical design of financial viability of plenitude of extraction of supplies of coal on mines with small remaining supplies are given.

В ходе реструктуризации угольной отрасли Украины было закрыто более 80 шахт. В результате сокращения шахтного фонда резко снизился объем добычи угля и ухудшились основные технико-экономические показатели работы отрасли. Так как уголь является основным энергетическим ресурсом страны и основой ее энергетической безопасности, то актуальной является проблема сохранения шахтного фонда и наращивания. Одним из путей его увеличения является строительство новых шахт. Однако, учитывая состояние экономики страны, строительство новых шахт для восполнения выбывших мощностей является в ближайшие годы маловероятным из-за отсутствия финансовых ресурсов в госбюджете. Привлечение же отечественных и иностранных инвесторов является практически невозможным, поскольку для строительства шахт требуются огромные капиталовложения, а срок их окупаемости велик.

В этой связи необходим поиск альтернативных способов сохранения и поддержания существующего шахтного фонда. Такими путями являются прирезка свободных запасов угля, прилегающих к горным отводам действующих шахт, и доработка остаточных запасов, с учетом экономической целесообразности полноты их извлечения.

Первый способ предполагает вскрытие свободных участков угольного месторождения капитальными выработками, проведенными из действующей шахты и выдачу полезного ископаемого через стволы этой же шахты. Эти технические решения, а также использование поверхностного комплекса действующей шахты позволят существенно снизить объем капитальных вложений, сократить сроки ввода в эксплуатацию свободного участка месторождения и уменьшить срок окупаемости капиталовложений.

Второй способ предполагает доработку остаточных запасов на действующей шахте и позволит продлить срок ее работы, частично решит проблему сохранения рабочих мест.

В Национальном горном университете проведены исследования по экономическому обоснованию предлагаемых выше способов решения рассматриваемой проблемы. Рассмотрим их более подробно.

Первый способ.

Остановимся на некоторых общих положениях формирования вариантов реализации способа. Во-первых, установление продолжительности расчетного периода, в пределах которого должны оцениваться варианты, связано с двумя противоречиями. С одной стороны, очевидно, что расчетный период должен быть достаточно продолжительным, чтобы охватить время, на протяжении которого имеются или могут возникнуть существенные отличия вариантов, например, выполнение значительного объема капитального строительства или изменение условий эксплуатации.

Кроме того, влияние большого объема капитального строительства, т.е. крупных капитальных вложений, производимых за относительно короткое время в сравнении с периодом эксплуатации, сглаживается по мере удлинения расчетного периода. Эти факторы действуют в направлении увеличения продолжительности расчетного периода. С другой стороны, происходит усложнение расчетов и снижается достоверность прогноза горно-геологических условий и экономических оценок на длительную перспективу (даже в условиях стабильно развивающейся экономики, которая еще не достигнута в Украине).

Следовательно, необходим поиск компромисса. Окончательная продолжительность расчетного периода устанавливается с учетом указанных тенденций при проработке проектных вариантов. Опыт проектирования показывает, что для столь сложных вариантов, каким является развитие угольной шахты, желательная продолжительность расчетного периода, как правило, минимум 10 лет и максимальная продолжительность может достигать 30 лет.

Во-вторых, принцип сопоставимости требует, чтобы варианты были сопоставимы по всем факторам, кроме варьируемых. Варианты должны быть одинаковы по соблюдению норм, нормативов и требований, предъявляемых действующими законами и обязательными постановлениями. Ввиду того, что на угольной шахте действуют неуправляемые факторы в виде определенных горно-геологических условий, то принцип сопоставимости должен выполняться с учетом этих условий.

Важнейшим варьируемым фактором, который в значительной степени предопределяет эффективность варианта развития шахты, является мощность. Она может быть по вариантам не одинакова.

При назначении проектных вариантов должен соблюдаться принцип альтернативности, который состоит в том, что принятие данного варианта исключает принятие всех других вариантов (то есть не могут быть приняты одновременно два или больше вариантов) и каждый вариант должен по каким-то факторам отличаться от всех других вариантов.

Расчет был осуществлен на базе экономико-математического моделирования горно-геологических и горнотехнических условий шахты «Степная» ОАО «Павлоградуголь» [1].

Рассматривалось два принципиальных варианта: первый – прирезка запасов поля шахты №11/13, второй – продолжение отработки оставшихся запасов (кроме уже отработанных пластов C_6 и C_6^1) в поле шахты «Степная» и в поле шахты №27/35-5, которая граничит с шахтой «Степная», и запасы которой уже вовлечены в отработку по пластам C_6 и C_6^1. Каждый из вариантов имеет свои положительные и отрицательные особенности, которые сводятся к следующему. Осуществление первого варианта позволяет продолжить работу шахты в относительно более благоприятных условиях по мощности пластов (при отработке пластов C_6 и C_6^1) и, следовательно, рассчитывать на более высокие технико-экономические показатели, но при этом происходит деконцентрация работ в пространстве и требуются дополнительные капитальные вложения, вызванные переходом в поле шахты №11/13. Принятие второго варианта, т.е. отказ от прирезки запасов, ухудшает условия эксплуатации по мощности пластов, но при этом сохраняется компактность подземного хозяйства и не требуются новые сооружения на поверхности, хотя планировка горных работ все таки усложняется в связи с переходом на отработку пластов других свит вместо пластов C_6 и C_6^1.

Общая схема выполнения расчетов следующая.

Определяется годовая сумма затрат по шахте на добычу угля при значениях годовой добычи, отличающейся от базовой; это выполняется путем внесения поправок на затраты по отдельным процессам.

Определяется годовая сумма затрат по шахте по вариантам в соответствии с ожидаемыми изменениями по отдельным процессам в связи с прирезкой запасов.

Определяется ожидаемая себестоимость 1 т готовой угольной продукции по варианту прирезки запасов и сравнивается с себестоимостью по варианту, когда не производится прирезка запасов.

Разработанная экономико-математическая модель (ЭММ) позволяет определить наиболее рациональный вариант прирезки запасов и срок окупаемости капиталовложений при различной мощности шахты после прирезки этих запасов.

Второй способ.

Проблема полноты извлечения запасов углей имеет четыре взаимосвязанных между собой аспекта: горно-геологический, экономический, экологический и социальный. Это свойство действует в таком контексте на всех угольных шахтах, но на шахтах с малыми остаточными запасами, отработка которых полностью или не в полном объеме означает в близкой перспективе необходимость закрытия шахты, актуальность проблемы существенно возрастает.

Так, наличие лишь малых остаточных запасов указывает на то, что шахта находится в эксплуатации длительное время. За это время практически всегда извлекаются запасы полезного ископаемого, находящиеся в относительно более благоприятных условиях: в пластах большей мощности, лучше выдержанных по площади, находящихся на меньшей глубине, с более устойчивыми боковыми породами и др. По всем этим характеристикам остаточные запасы находятся, как правило, в худших условиях, следовательно, усложняются условия эксплуатации. Несмотря на то, что современная техника и технология позволяют добывать уголь в весьма сложных горно-геологических условиях, практически невозможно извлечь все запа-

сы полностью. Возможно, разрабатывать пласты весьма малой мощности, опасные по внезапным выбросам угля, газа и породы, не выдержанные по площади, с неустойчивыми боковыми породами и с высокой температурой. На практике такую отработку запасов ввиду ее большой сложности стараются исключить, и это тесно связано с экономическими аспектами добычи полезного ископаемого.

В связи с тем, что угольные шахты могут сильно отличаться по горно-геологическим и горнотехническим условиям, задачу установления экономической полноты выемки остаточных запасов целесообразно решить на основе экономико-математического моделирования [2].

Построение ЭММ осуществляется в зависимости от принимаемых исходных положений, которым она должна удовлетворять. Исходя из решаемой задачи, приняты следующие исходные положения для построения ЭММ (табл.).

Таблица

Исходные положения для построения эмм

Элементы ЭММ	Содержание элементов ЭММ
1. Предмет исследования	Определение целесообразной полноты извлечения запасов
2. Критерии выбора оптимального варианта	Минимум затрат, приходящихся на единицу – 1 т извлеченных запасов и учитывающих все затраты, связанные с отработкой запасов – собственно добычей, закрытием шахты, влияние экологических и социальных факторов, компенсацию выбывающей мощности
3. Расчетный период	Время на отработку всех запасов, исходя из мощности шахты и время на закрытие шахты. В отдельных случаях также учитывается дополнительно в пределах 10 лет время на нейтрализацию отрицательных экологических последствий, возникающих после закрытия шахты, например, защита от подтопления территории и др.
4. Фактор времени	Учитывается в динамической модели
5. Ограничения	1) Должно быть извлечено не менее 30% остаточных запасов. 2) Затраты на извлечение запасов, с учетом закрытия шахты, не должны превышать среднюю фактическую себестоимость по отрасли более чем в два раза

Рассмотрим принципиальные положения экономико-математической модели [3, 4]. При ее формировании в качестве критерия для выбора наиболее целесообразного варианта извлечения запасов принят минимум затрат в расчете на 1 т извлеченных запасов, учитывающих затраты на собственно добычу угля, на закрытие шахты, с учетом фактора времени, на компенсацию выбывающей мощности, потери дифференциальной ренты в связи с неполным извлечением запасов полезного ископаемого. Вариантами служит различная полнота извлечения запасов.

Целевая функция

$$S_i \to min, \qquad i = \overline{1,n} \tag{1}$$

где S_i – полная сумма учтенных затрат на 1 т извлеченных запасов по *i*-му варианту;

i – индекс варианта извлечения запасов;

n – число вариантов извлечения запасов.

В условиях действующей шахты оставшиеся неизвлеченными запасы полезного ископаемого не могут быть каким-либо путем использованы и представляют потери. Однако, запасы имеют определенную ценность, зависящую от их качества и горно-геологических усло-

вий, хотя и не имеют стоимости и, следовательно, цены. В настоящей работе мы принимаем, что ценность запасов полезного ископаемого определяется дифференциальной рентой, которая была бы получена, хотя и в скрытой форме при их отработке и, следовательно, будет потеряна в результате неполного извлечения запасов. Эти потери могут быть определены по соотношению:

$$Q_i = \sum_{t=1}^{\tau} \frac{(1 - \kappa_{ui}) z_{np} d_{it}}{(1 + E)^t}, \quad i = \overline{1, n}, \tag{2}$$

где κ_{ui} – коэффициент извлечения промышленных запасов по *i*-му варианту;

z_{np} – промышленные остаточные запасы;

d_{it} – дифференциальная рента по *i*-му варианту в расчете на1 т запасов в *t*-ом году;

τ – период, на протяжении которого извлекаются запасы;

E – коэффициент дисконтирования.

Затраты на закрытие шахты, компенсация выбывающей мощности и потери дифференциальной ренты – эти факторы действуют в направлении максимально полного извлечения запасов, так как при этом отдаляется во времени закрытие шахты и компенсация выбывающей мощности. Им противостоит возрастание себестоимости добычи угля, так как чаще всего приходится отрабатывать остаточные запасы в более сложных горно-геологических условиях. Соотношение этих противоположно действующих тенденций и определяет целесообразную полноту извлечения запасов.

Исследования проводились для шахт с объемом добычи – 200, 300 и 400 тыс. т/год с остаточными промышленными запасами – 4, 6 и 8 млн. т (в зависимости от мощности шахты) при коэффициенте извлечения запасов – 0,4; 0,6 и 0,85. Продолжительность работ по закрытию шахты – три года. Затраты на добычу угля и на закрытие шахт распределялись равными частями на три года, а затраты на компенсацию выбывающих мощностей – равными частями на четыре года.

Результаты моделирования позволяют констатировать [3, 5]:

1. На шахтах весьма малой мощности (200 тыс. т/год по рядовому углю) отработка остаточных запасов приводит к большому росту себестоимости (свыше принятой в расчетах) и поэтому признается нецелесообразной. Такие шахты являются первоочередными на закрытие.

2. На шахтах мощностью 300 тыс. т по рядовому углю отработка малых остаточных запасов (до 4 млн. т) нецелесообразна. Отработка остаточных запасов 6 млн. т целесообразна при высоком коэффициенте извлечения 0,85, а запасов 8 млн. т – при коэффициентах извлечения 0,60 и 0,85.

3. На шахтах мощностью 400 тыс. т/год по рядовому углю отработка малых остаточных запасов 4 млн. т нецелесообразна, запасов 6 млн. т – целесообразна при коэффициенте извлечения 0,85, запасов 8 млн. т – при коэффициентах 0,60 и 0,85.

Разработанные подходы и экономико-математические модели позволяют осуществлять экономическое обоснование целесообразности прирезки свободных участков или остаточных запасов закрытых шахт к горным отводам действующих шахт, а также устанавливать границы экономической целесообразности полноты извлечения остаточных запасов на действующих и ранее закрытых шахтах. Это позволит поддержать и частично увеличить шахтный фонд. Значительная же компенсация выбывших мощностей может быть достигнута только при вводе в эксплуатацию новых шахт.

Список литературы

1. Васильєв С.В. Необхідність економічної оцінки доцільності зміни гірничих відведень вугільних шахт // Теорія і практика сучасної економіки: Матеріали міжнар. наук.-практич. конф. – Черкаси: Черкаський державний технологічний університет, 2007. – С. 387-388.

2. Пономаренко П.І., Марченко О.О. Економічна доцільність відробітку залишкових запасів вугілля на шахтах // Теорія і практика сучасної економіки: Матеріали міжнар. наук.-практич. конф.– Черкаси: Черкаський державний технологічний університет, 2007. – С. 376-377.

3. Радченко В.В., Марченко Е.А. Извлечение угля на шахтах с малыми остаточными запасами // Уголь Украины. – 2006. – №7. – С. 6-8.

4. Марченко О. Економіко-математична модель виймання запасів вугілля на шахтах з малими залишковими запасами // Аналітично-інформаційний журнал «Схід». – Донецьк: Український культурологічний центр, 2006. – №6 (78). – С. 48-52.

5. Марченко О.О. Результати економіко-математичного моделювання економічної доцільності повноти витягу залишкових запасів вугілля // Наук.-теоретич. та інформ.-практич. журнал «Економічний вісник Національного гірничого університету». – Д.: Національний гірничий університет, 2006. – №4. – С. 22-29.

SPECIALISED CAD PROGRAMME FOR DESIGNING MINE-ROAD STEEL SUPPORTS

Marek ROTKEGEL

Central Mining Institute, Poland

SUMMARY:

The steel support sets are a most popular kind of the mine-road supports used in the Polish hard coal mining industry. Their popularity follows among others from their large load-bearing capacity, relatively simple erection and competitive price. The possibility to adapt them to a large variety of cross-sectional areas of roadways is also a very essential advantage. Yet, designing a new support set is a rather complicated and arduous process. It consists in repeated calculating the arch lengths against their angles, which makes the work complicated and exposed to errors. The specialised CAD programme has been developed to aid designing new support sets for mine roadways. Thanks to its intuitive interface and structure the programme makes designing new support sets fast and easy. This paper presents functionality and possibilities of the programme, which has been named SUPPORT SET.

1. Introduction

The steel arch support sets are most often applied in the Polish collieries. The process of designing steel support sets for mine roadways does not differ much in its main elements from those that are generally executed during designing and constructing machines and devices. In its first stage one have to determine the technical problem to be solved, next create design conceptions, then solve constructional problems, and on the end prepare drawings, descriptions and material lists to be handed over to workshops.

Theses days designers are aided by advanced computers with specialised software like CAD (computer aided design) and CAM (computer aided manufacturing) [2,3,7]. Nowadays it is hard to imagine that someone undertakes manufacturing without using such computer aids.

2. Designing support sets for mine roadways

Each mine-road support set, beginning from its erection and for all its usage time, constitutes an essential part of the anthropotechnical system, which includes man and all other devices present in the working during its normal use [10]. Therefore beside the needed load-bearing capacity of a support set it is important to choose an appropriate cross-sectional form and dimensions of the mine road. According to relevant Polish standards while designing mine supports one should take into ac-

count, among others, kind and dimensions of means of transport to be used, number and size of pipelines, ventilation ducts and elements of additional equipment in the working under consideration. One more particularly important thing is to assure that distances between objects moving and staying in the working make it a safe place for both the crew members and devices. In case of yielding supports it is also indispensable to additionally take into consideration that the working's cross-section will change in the future as a consequence of slides at the support set shackles under the rock-mass pressure.

The first and very important activity of design process is proper identification of need, i.e. defining design goals. This includes, among others, determining the mine road's size, cross-sectional for, estimated load-bearing capacity (steel sections, shackles and other auxiliary materials). Thus, before beginning the design work a dialogue is performed between three parties (user, manufacturer and designer) in order to determine requirements to be satisfied by the new construction unambiguously and to assure that manufacture possibilities cover the constructional concept.

Working out a conception is the first step. At this stage of designing there are created several support variants from which the most optimal ones are chosen based on analyses that assess to what degree adopted criteria are fulfilled. Any choice is an individual thing, i.e. for each design task there are analysed operation considerations and way of inside layout. Possibility of erecting the designed support set is also a very important element of design assessment. While being in possession of a support set sketch and knowing its basic dimensions that fulfil defined requirements it is possible to make its design.

Next step includes strength tests. Determining strength parameters of the support set being in design process is very important as it has influence on whether the further support choice will be correct and whether the working will be functional and safe or not. Strength parameters constitute a basis for determining the distance between consecutive mine-road support sets, for example with simultaneous use of the below presented formula that is included in the obligatory principles of choosing supports ..." [4]:

$$d \leq \frac{W_{Nobl}}{q_0} \tag{1}$$

where: q_0 represents design load onto support set [4], whereas load-bearing capacity index of support set W_{Nobl} may be determined on the way of modelling or strength tests. During the strength tests a support set is tested in two states: in the stiffened state and in the yielding state. In the first case the result is load-deformation curve for the stiff support set. The test of support sets in yielding state allows assessment of their behaviour in conditions close to the in-situ conditions. The behaviour curves resulting from the aforementioned tests of support set strength parameters may be used for calibrating numeric models.

Model-based strength tests are performed by means of finite element method (FEM, FEA) [2, 3]. The analyses are most often performed by means of computer programmes PRO-MES [5] (developed by Pro-Soft based in Gliwice) and COSMOS/M [1,2] (developed by Structural Research and Analysis Corporation based in the USA). From the point of view of a user of these systems modelling is reduced to inputting the geometry of the whole design system being under consideration and determining parameters of its individual elements. The parameters include properties of materials, cross-sectional parameters, and in case of a non-linear analysis, material curves. The system's geometry may be set directly in these programmes or by importing from a CAD programme. The process of digitising, which is very arduous, particularly in cases of complex models, is performed automatically but under control of the user. After inputting the above data the user must determine how the model is loaded and supported. As a result of computations the user receives, among others, values of internal forces that are automatically converted into reduced stresses. By relating the set load density of the model to permissible stresses of the steel section under consideration the user may receive the support set's load baring capacity index.

The last stage of manufacturing is lot production. Each newly designed and manufactured support set undergoes a trial assembly on the surface. Such a trial assembly delivers unambiguous

conclusions concerning correctness of design and manufacture of the support under consideration. It is often the case that a support set after having been designed it is subjected to further tests, mainly underground ones. In particular it applies to completely new, original solutions or applications in very untypical conditions. Results of these tests and observations allow further improvement of the support set.

3. Specialised CAD programme for designing mine-road steel supports

Effective designing of mine-road steel supports without using CAD software is hard to imagine these days. Such software gives obvious advantages. These get increased as the computer hardware and software possibilities increase. Moreover the systems are with time more and more affordable for users and their application gets more intuitive and user-friendly. The experience got by their developers during last ten and several years has resulted in a more and more numerous specialised tools within each of the CAD software packages launched in the market.

But on the other hand the high prices of the professional software packages of that type, particularly of the full versions, cause that it is rather hardly affordable for many small and medium-sized enterprises not to mention about a comfortable situation of having a design department with several or ten and several workstations equipped with the software. Moreover, possession of a basic package of an enhanced software application without specialised libraries and extensions is sometimes not enough to considerably increase design work productivity. The process of designing mine-road support sets may be an excellent example here. Making a design or even a drawing of a mine heading's support set in an CAD application is an arduous activity insisting in repeated calculating arch lengths, overlap lengths and angles. In the case one may use a provisional means in the form of a specialised programme extension, Yet, the solution is to use a narrowly specialised CAD application like the presented programme SUPPORT SET [8,9] which has been developed at the Central Mining Institute by means of Delphi [6].

The below-presented task consisting in determining a good relation between the overall dimensions of a simple arch support set and the geometrical parameters of its elements is a good example how arduous the process of designing the outline of a mine-road's steel arch support set may be. In this example there was selected a simple partial support set used in mine-road forks. Figure 1 shows a series of such support sets erected in one mine-road fork. These sets consist of one sidewall element and two roof arches. A knuckle joint situated at the second roof arch's end is used to bind it with the main support construction of the fork. Figure 2 presents an outline of a partial support set along with its basic geometric parameters and their symbols.

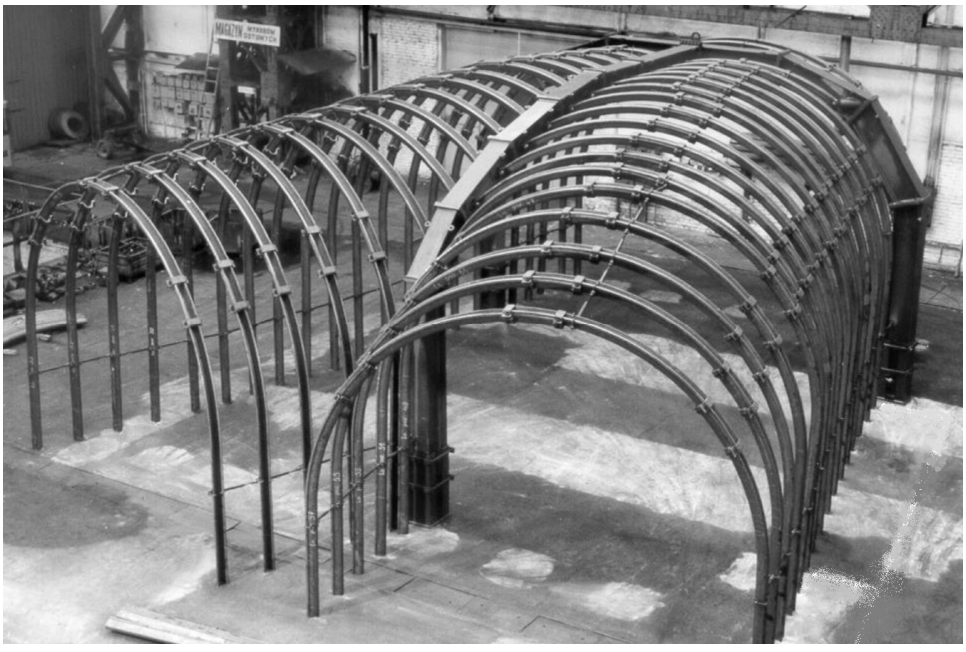


Fig. 1. Partial support sets in a mine-road fork

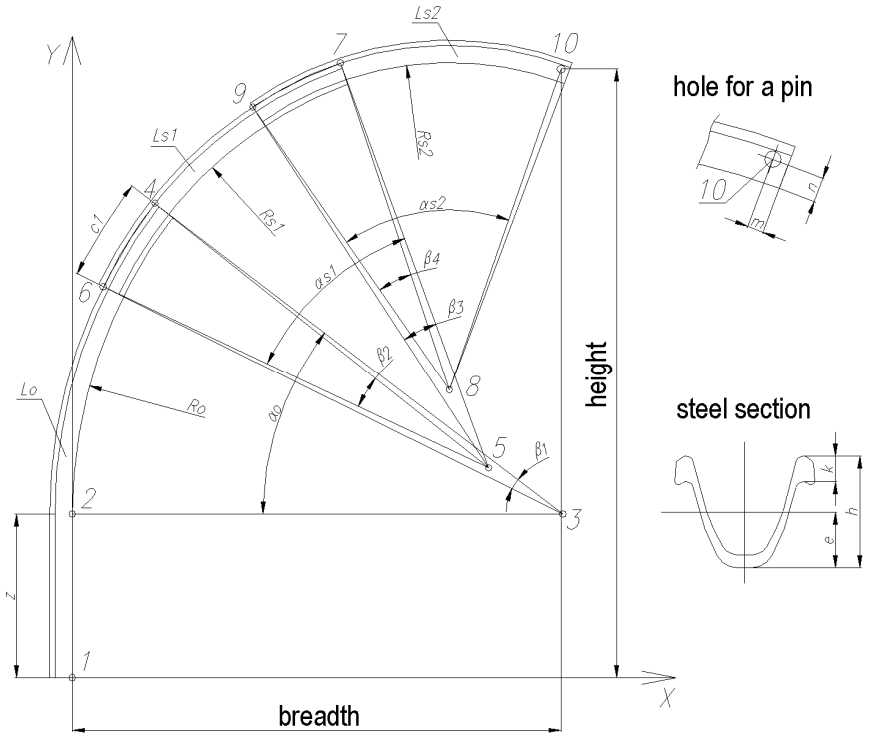


Fig. 2. Outline of a partial support set along with its basic geometric parameters and their symbols

With the system of co-ordinates assumed in Figure 2 it is possible to determine the position of some characteristic points on the basis of which on the end the support set height and breadth at the pin joining the set to the main construction of a mine-road fork support may be determined. A simplified, partial mathematical model of the support set is presented in the form of formulas enabling determination of the co-ordinates of point 10 – centre point of the pin hole. In the assumed system of co-ordinates the co-ordinates are at the same time the height and the breadth of the partial set at which it is connected to the main support construction of the mine-road fork. Thus, the support set breadth amounts to:

$$x_{10} = x_1 + R_O - (R_O + h)\cdot cos\,\alpha_O + (R_{S1} + h - k)\cdot cos\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} + \frac{\beta_2}{2}\right) - (R_{S1} + h)\cdot cos\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} - \frac{\beta_2}{2} + \alpha_{S1}\right) + \\ + (R_{S2} + h - k)\cdot cos\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} - \frac{\beta_2}{2} + \alpha_{S1} - \frac{\beta_3}{2} + \frac{\beta_4}{2}\right) - (R_{S2} + n)\cdot cos\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} - \frac{\beta_2}{2} + \alpha_{S1} - \frac{\beta_3}{2} - \frac{\beta_4}{2} + \alpha_{S2}\right) \quad (2)$$

The support set height may be determined based on the following formula:

$$y_{10} = y_1 + z + (R_O + h)\cdot sin\,\alpha_O - (R_{S1} + h - k)\cdot sin\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} + \frac{\beta_2}{2}\right) + (R_{S1} + h)\cdot sin\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} - \frac{\beta_2}{2} + \alpha_{S1}\right) - \\ - (R_{S2} + h - k)\cdot sin\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} - \frac{\beta_2}{2} + \alpha_{S1} - \frac{\beta_3}{2} + \frac{\beta_4}{2}\right) + (R_{S2} + n)\cdot sin\left(\alpha_O - \frac{\beta_1}{2} - \frac{\beta_2}{2} + \alpha_{S1} - \frac{\beta_3}{2} - \frac{\beta_4}{2} + \alpha_{S2}\right) \quad (3)$$

where:

L_O, L_{S1}, L_{S2} – Lengths of the support set's elements;
R_O, R_{S1}, R_{S2} – Curvature radii of the support set's elements;
z – Length of the straight part of the support set's sidewall elements;
α_O, α_{S1}, α_{S2} – Angles corresponding to the lengths of arch elements;
β_1, β_2, β_3, β_4 – Angles corresponding to the lengths of overlaps;
h – Steel section height;
k – Distance between active friction surfaces of in the overlap area;
e – Position of the neutral line;
m, n – Position of the pin hole centre point.

It can be seen that the formulas determining relations between the geometrical parameters of individual support set elements and the final outline of the support set are rather complicated which makes that the calculations are arduous and exposed to errors. Moreover the process of building an appropriate mathematical model is very time-consuming – for each new support set type it is indispensable to derive analogues formulae right from the beginning. The above arguments unambiguously indicate that the computer aided design of mine-road support sets is an indispensable tool, in particular in the sphere of building mathematical models based on data input by the designer. The programme has been developed at the Central Mining Institute and is continually extended and enhanced.

During working out the programme's conception two mutually opposing assumptions have been adopted. On the one hand the programme should be simple and intuitive and data input and data retrieval interfaces should be transparent. On the other hand it should be universal to a maximum extent. Satisfying both the postulates was only possible by building a maximum versatility within one general support set model. To achieve it they assumed that each support set element would be composed of a maximum number of four "subelements" with a constant curvature, and the whole support set would consist of a maximum number of 5, 9 or 10 elements, depending on support set type. Three main support set types were taken into consideration: symmetrical and asymmetrical with odd and even number of elements. All support sets are computed by means of one calculation module. The computation results are subject to corrective computations depending on how the support set symmetry axis typical for the set type under consideration is situated. The assumed conception of one universal model is presented in Figure 3.

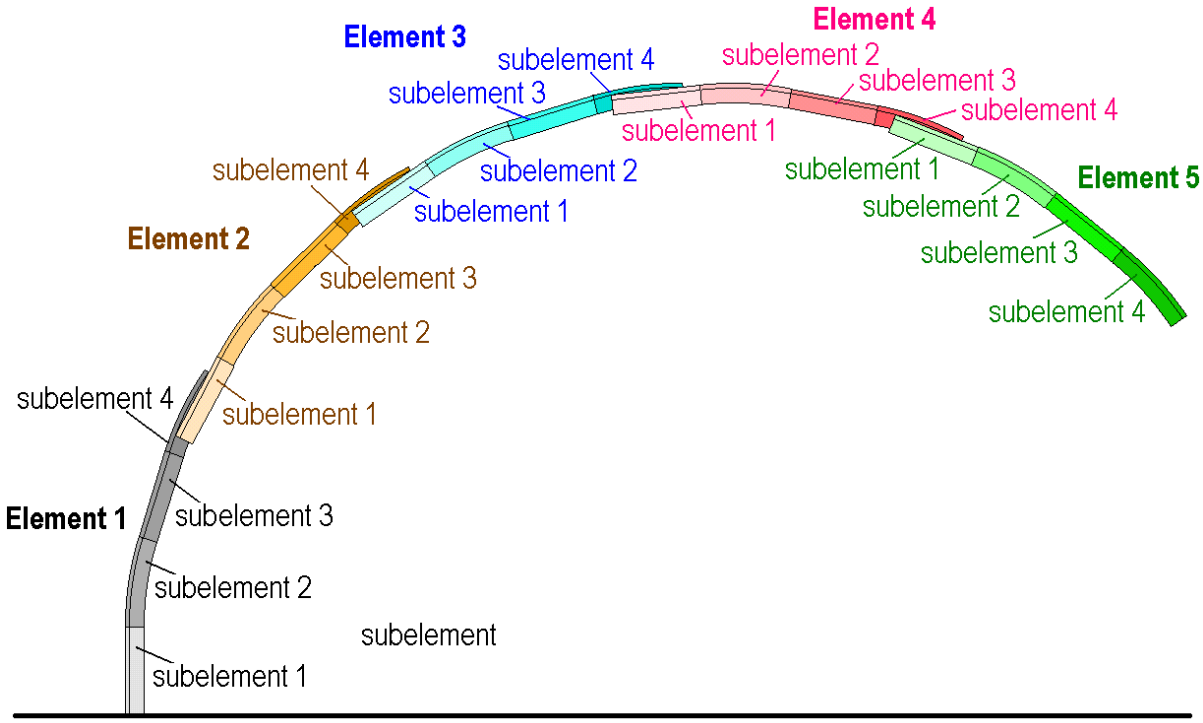


Fig. 3. Universal model of mine-road support sets assumed in the programme SUPPORT SET

Working out the above presented universal model for the programme SUPPORT SET made it possible to design mine-road support sets without any limitations except for the limits of designer's imagination and sense of reason. You may carry out, among others, designs of two-, three-, four-, five-element and other support sets composed of simple elements (i.e. characterised by a constant curvature) or complex ones (i.e. with maximally four various curvatures). The programme's universality allows designing both symmetrical and unsymmetrical support sets and the symmetrical ones may consist of both odd number and even number of elements. Moreover it is possible to input different variants of setting conditions having influence on behaviour of support sets – directly on

the mine road's floor or with the use of intermediate elements like pins or cantilevers. The support sets may be made of each sort of V-type steel sections manufactured in Poland as well as of any other type of sections with a similar cross-sectional form and analogues co-operation of support elements in their overlap area. It is also possible to perform designs of yielding support sets the elements of which are joined with each other by means of different shackles. The programme also enables prediction of the geometric form the yielding support set will have in its different work stages after yielding under rock-mass pressure.

While going through the design process the programme delivers the support set height and breadth relative to its setting point, extreme height and breadth and angles between the floor and support set sidewall element. Moreover the programme gives cross-sectional area, weight of individual elements (arches) and the whole support set. Results of computations are delivered both in numerical and in graphical form.

The supports under design are defined beginning from the mine road floor at the left sidewall. In case of unsymmetrical support sets the designer must determine the inclination angle of the first element which is most often assumed 90°. In case of symmetrical support sets the angle (the beginning and the ending one) is automatically computed taking into account the correction values for sets with an even number of elements, stemming from overlapping of the roof elements in the seeming symmetry axis.

The programme screen interface encompasses both the elements common for the MS-Windows system and ones specific for the application SUPPORT SET. It is presented in Figure 4 along with descriptions of the elements specific for the application. Figure 5 shows examples of support sets designed by means of the programme SUPPORT SET.

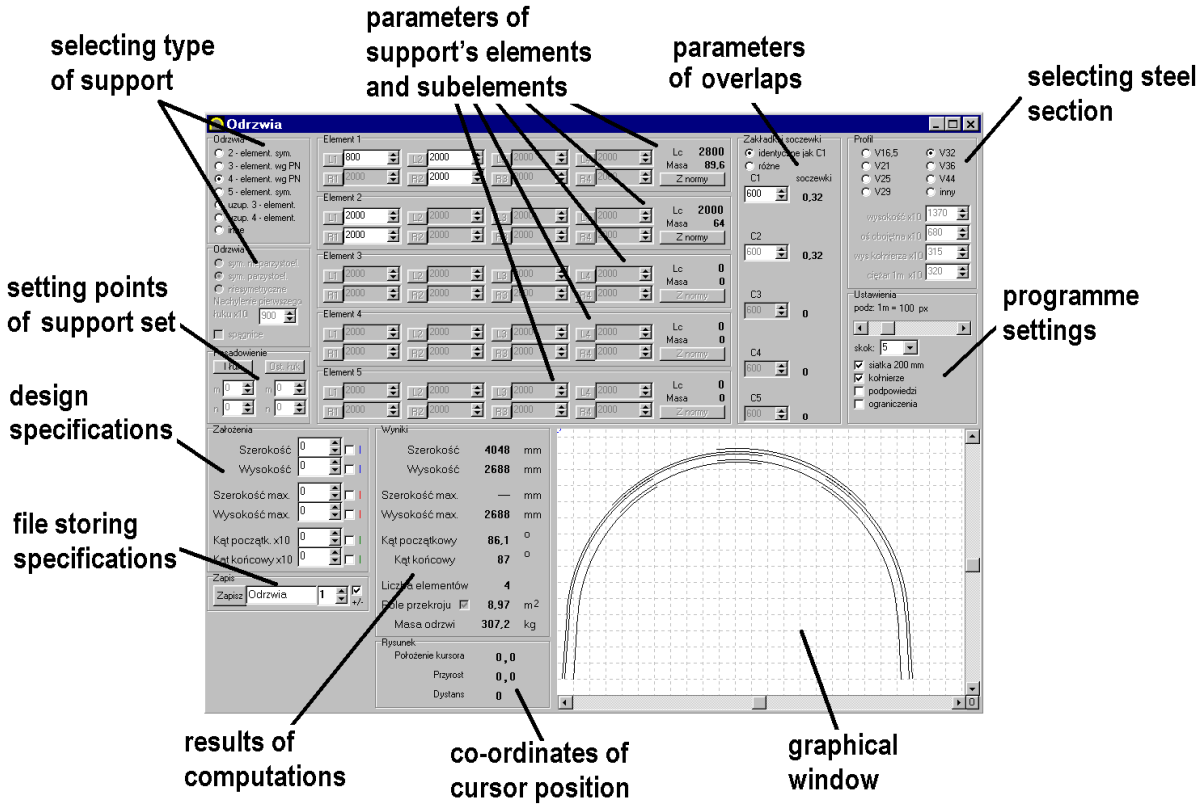


Fig. 4. Elements of the programme's interface

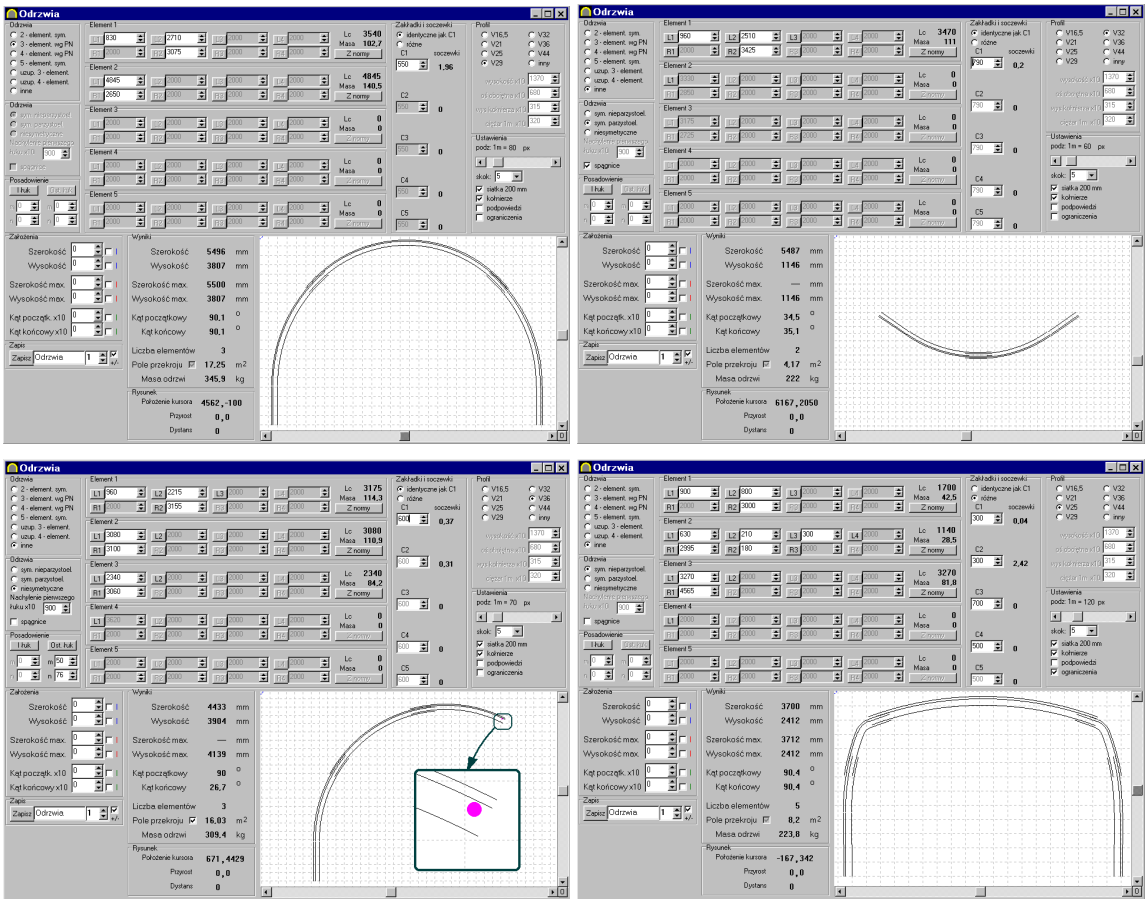


Fig. 5. Examples of support sets designed by means of the programme SUPPORT SET

4. Summary and conclusions

As indicated above the process of designing and then manufacturing support sets for mine roads is rather complicated and time-consuming. With no hesitation one can state that thanks to the high technical culture represented by manufacturers it is possible to carry on the widely understood process of production. Many years of co-operation between the Central Mining Institute and manufacturers resulted in working out and manufacturing various types of steel supports for mine roads. In the course of the process many new construction solutions came into being and were implemented. The CAD applications played an essential role in the conception-to-manufacture process, in particular the proprietary programme SUPPORT SET. The computer aided design is particularly helpful in designing supports with an untypical geometry or under untypical load.

Bibliography

1. COSMOS/M – User's Guide, Structural Research & Analysis Corp. Los Angeles, USA, 1999.

2. E. Rusiński: Metoda elementów skończonych. System COSMOS/M. Wydawnictwa Komunikacji i Łączności, Warszawa 1994.

3. G. Rakowski, Z. Kacprzyk: Metoda elementów skończonych w mechanice konstrukcji. Oficyna wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa, 1996.

4. Rułka K. + zespół: Uproszczone zasady doboru obudowy odrzwiowej wyrobisk korytarzowych w zakładach wydobywających węgiel kamienny. Główny Instytut Górnictwa, Seria Instrukcje, Nr 15, Katowice 2001.

5. K. Grajek: PRO-MES. Przewodnik po systemie. Gliwice, 2000.

6. Lischner R.: Delphi. Almanach. Wydawnictwo Helion, Gliwice, 2002.

7. Podstawy konstrukcji maszyn. Tom 1. Praca zbiorowa pod redakcją M. Dietricha.

Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa 1995.

8. M. Rotkegel: Specjalistyczny program do projektowania geometrii odrzwi łukowej obudowy wyrobisk korytarzowych. Miesięcznik WUG nr 12/2003. Katowice, 2003.

9. M. Rotkegel: Komputerowe wspomaganie projektowania nietypowych odrzwi obudowy chodnikowej. Przegląd Górniczy nr 12/2003. Katowice, 2003.

10. T. Winkler: Metody komputerowo wspomaganego projektowania układów antropotechnicznych na przykładzie maszyn górniczych. Prace Naukowe GIG Nr 847. Katowice, 2001.

УДК 622.1:528.481

© В.А. Назаренко,
Е.В. Стельмащук

О ВЛИЯНИИ НАНОСОВ НА МАКСИМАЛЬНЫЕ ОСЕДАНИЯ

Наведені результати досліджень процесу зрушення на стадії формування мульди зрушення. Встановлені закономірності положення максимальних осідань земної поверхні при потужних наносах.

Приведены результаты исследований процесса сдвижения на стадии формирования мульды сдвижения. Установлены закономерности положения максимальных оседаний земной поверхности при мощных наносах.

Results of research of displacement process at a stage of formation of the subsidence trough of a surface are reduced. Regularities of a position of the maximum depressions of a surface at powerful deposits are established.

Анализ результатов маркшейдерских инструментальных наблюдений за земной поверхностью над очистными горными выработками шахт Западного Донбасса показывает, что процесс сдвижения на стадии формирования мульды сдвижения имеет закономерности, проявляющиеся практически во всех наблюдаемых случаях. Одна из этих закономерностей выражается в зависимости положения точек, имеющих максимальное оседание на момент выполнения инструментальных наблюдений, от текущего размера очистной выработки.

Это положение отображено на рис. 1, где показан совмещенный план наблюдательной станции на земной поверхности и план горных работ в 530-й лаве шахты «Юбилейная» ВАТ «Павлоградуголь». Здесь также приведены кривые оседаний земной поверхности, полученные по результатам маркшейдерских инструментальных наблюдений, выполнявшихся по мере развития горных работ в лаве.

График зависимости горизонтальных расстояний L_{mt} от разрезной печи до точки с максимальным оседанием от величины подвигания D_t забоя лавы на дату наблюдения t построенный по результатам наблюдений на 9 наблюдательных станциях Западного Донбасса показан на рис 2.

Анализируемая зависимость практически прямолинейна, и имеет вид [1]:

$$L_{mt} = 0{,}47D_t - 0{,}04H.$$

Для Западного Донбасса характерно наличие мощных наносов, которые оказывают большое влияние на сдвижение земной поверхности. Этот факт установлен на основании исследований угловых параметров мульды сдвижения [2]. В связи с этим является вполне закономерным вопрос о влиянии наносов на положение максимальных оседаний в мульде. Проверка влияния соотношения наносов и коренных пород выполнена на основании схемы зависимости общего угла сдвижения в толще от угловых параметров сдвижения в наносах и породах карбона (рис. 3).

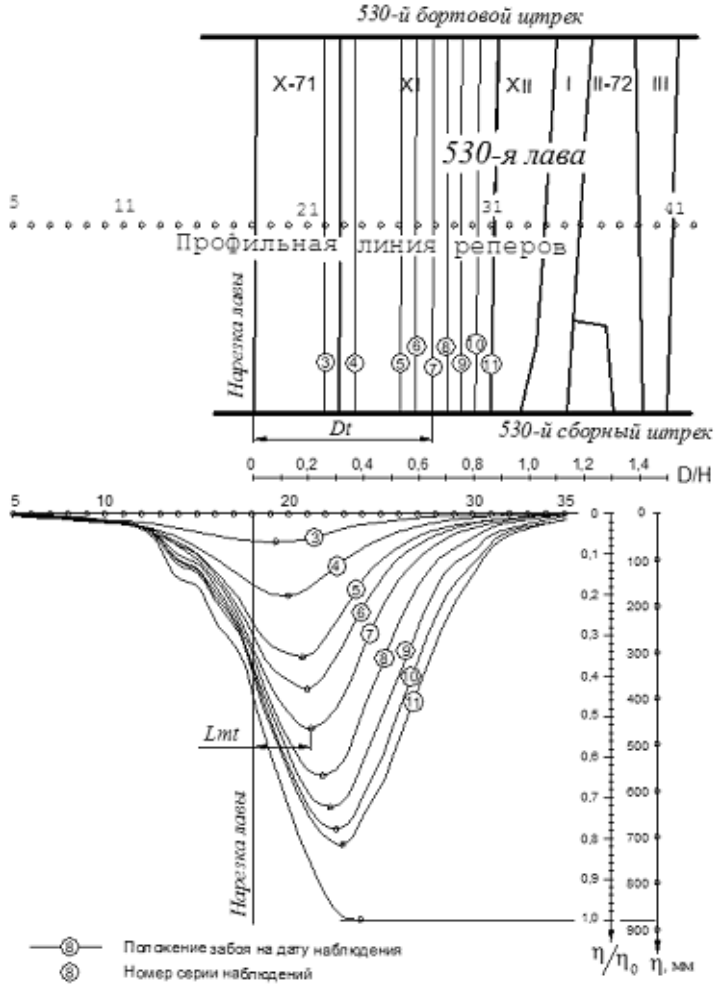


Рис. 1. План и графики оседания реперов наблюдательной станции №10

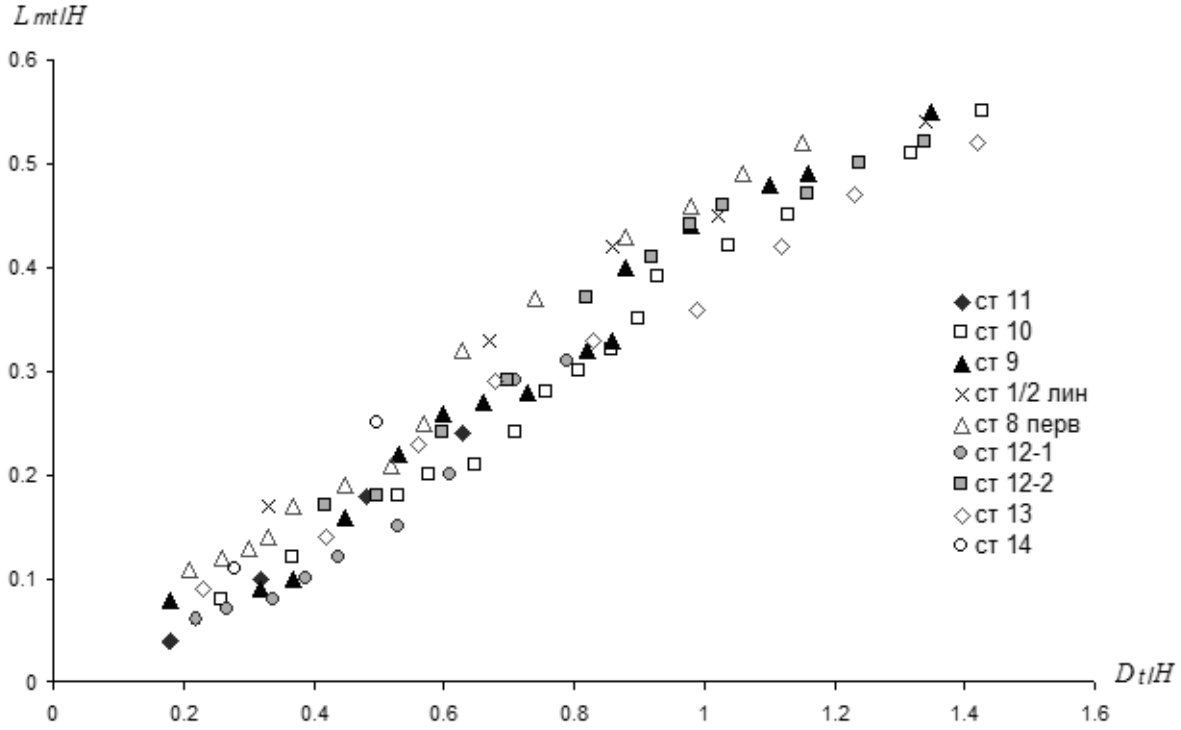


Рис. 2. Распределение L_{mt}/H от D_t/H по наблюдательным станциям (H – глубина ведения горных работ)

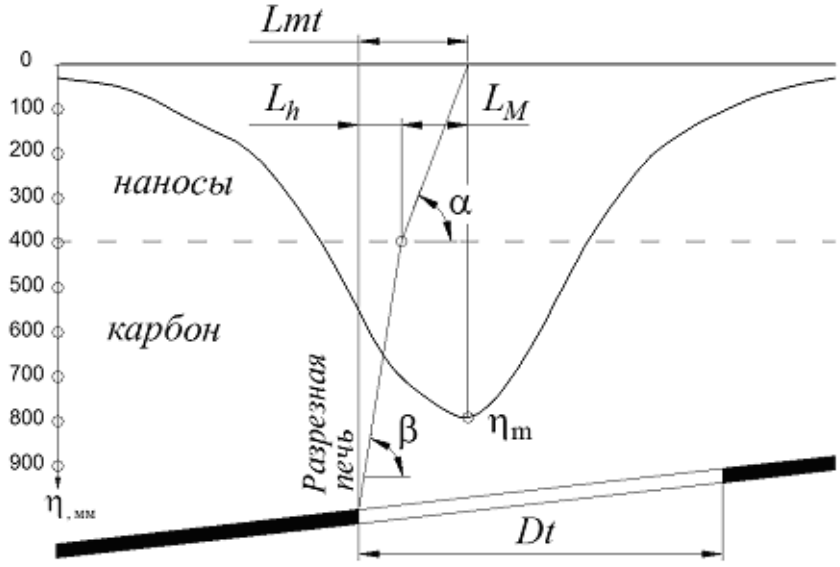


Рис. 3. Схема к определению зависимости угловых параметров от мощностей наносов и коренных пород

Предположим, что L_{mt} обобщенно учитывает влияние наносов и пород карбона и что каждому из этих слоев пород соответствует свой, характерный только для него, коэффициент: для наносов – k_h, для карбона – k_M. Тогда

$$L_{mt} = h \cdot k_h + M \cdot k_M, \tag{1}$$

где h – мощность наносов;

M – мощность пород карбона.

Уравнение (1) приводится к линейному виду путем деления обеих его частей на M

$$\frac{L_{mt.}}{M} = k_h \frac{h}{M} + k_M \, . \tag{2}$$

Введем следующие обозначения: $(L_{mt}/M) = y$; $(h/M) = x$; $k_M = b$ = const; $k_h = a$ = const. Тогда уравнение (2) примет вид

$$y = xa + b. \tag{3}$$

Экспериментальные данные (рис. 2) дают возможность составить 85 уравнений вида (3). Значения y_i и x_i этих уравнений являлись бы вариантами некоторых переменных величин Y и X, а параметры a и b – постоянными (согласно принятым обозначениям).

Посредством корреляционного анализа установлена зависимость

$$L'_{mt} = 0{,}0099h \cdot + 0{,}0016M. \tag{4}$$

Согласно принятым выше обозначениям $k_h = 0{,}0099$ и $k_M = 0{,}0016$.

Если перейти от коэффициентов k_h и k_M к угловым величинам, то угловой параметр в наносах (рис. 3) будет соответствовать arcctg $(k_h) = 89{,}4°$, а в коренных породах – arcctg $(k_M) = 89{,}9°$. С учетом этого выражение (4) примет вид

$$L'_{mt} = h \cdot \text{ctg}89{,}4° + M \cdot \text{ctg}89{,}9° \approx \text{ctg}90° \, (h + M) = \text{ctg}90° \, H = 0.$$

Из этого следует вывод, что в формирующейся мульде положение точек с максимальными оседаниями не зависит от соотношения мощностей наносов и коренных пород в подрабатываемой толще. С учетом установленного факта зависимость на рис. 2 можно представить в виде

$$\frac{\frac{L_{mt}}{H}+0{,}04}{\frac{D_t}{H}}=0{,}47=const\,. \qquad (5)$$

Обозначим выражение, стоящее в левой части тождества (5) через B. Среднее значение коэффициента B для всех анализируемых станций при всех отношениях D_t/H составило 0,444. Среднеквадратическое отклонение этой величины от экспериментальных данных составляет ±0,043 или 10% от среднего значения.

С учетом полученных закономерностей можно утверждать, что для условий Западного Донбасса положение точек максимального оседания в мульде сдвижения на стадии ее формирования не зависит от мощности обводненных наносов в подрабатываемой толще и однозначно определяется выражением

$$\frac{L_{mt}+0{,}04H}{D_t}=0{,}44\,.$$

Список литературы

1. Назаренко В.О., Кучин А.С., Кашина Н.С. Общие закономерности изменения максимальных оседаний земной поверхности при формировании мульды сдвижения / Форум гірників-2006. – Дніпропетровськ: НГУ, 2006. – С. 68-75.

2. Мякенький В.И., Онищенко А.В., Назаренко В.А. Методика определения угловых параметров сдвижения горных пород на месторождениях с большой мощностью наносов /Республ. межвед. научн.-техн. сб. «Разработка месторождений полезных ископаемых». – Вып. 91. – Киев, 1992.– С. 28-30.

THE OPTIMUM LIFETIME OF A POLISH HARD COAL PROJECT USING DISCOUNTED CASH FLOW ANALYSIS

Ph.D. Piotr Saluga

Mineral & Energy Economy Research Institute of the Polish Academy of Sciences

ABSTRACT: The Polish hard coal industry produces over 90 Mill. tonnes yearly. The output comes overwhelmly from longwall systems. Such mining method is capital-intensive therefore one has been looking for technical, economic and time factors that will maximize a net present value (NPV) of a typical underground project. One of these factors is the lifetime of the project, which – for the sake of time value – is fundamental. The paper, making Polish-specific assumptions, gives the optimum rate of extraction and, consequently, the lifetime for the typical hard coal project, that would maximize the project's NPV.

KEYWORDS: hard coal, discounted cash flow, DCF, net present value, NPV, project lifetime, optimum lifetime

1. INTRODUCTION

For the last decade in Polish hard coal mines has been continued a dynamic increase in longwall output. It is caused by constant modernization of extraction process – especially by improving both machinery and working system.

Tabele 1 presents the daily production in Polish mines in relation to seam thickness. The typical output in most Polish hard coal longwalls amounts to 3,000 tonnes/day but there are still 31%

of longwalls producing less than 2,000 tonnes/d. Most (about 75%) of the output comes from 1.5-3.5 m thick seams [1].

Table 1

Number of longwalls in groups of daily production in Polish mines [1]

#	Seam thickness	Daily output [t/d]					Longwall output [t/d]
		<2,000	2,000-3,000	3,000-4,000	>4,000	Total	
		Number of longwalls					
1	< 1.5	3	0	0	0	3	1,221
2	1.5-2.0	13	6	7	1	27	2,266
3	2.01-3.5	18	20	21	9	68	3,014
4	3.51-4.5	4	2	3	3	12	3,100
5	> 4.5	3	6	4	3	16	3,125
Total		41	34	35	16	126	2,833

The reasons for increasing in output are mostly economic. The crucial factor for economic extraction is a face advance which results in lifetimes of hard coal projects. Unfortunately, in Polish conditions an average production rate (ca. 3,000 tonnes/d) is in many cases insufficient for economic effective extraction. Thus, the operating lifetime of a mining project is among the most important factors influencing the ultimate economic success of the project. The paper presents calculations of the optimal lifetime, searching appropriate production face advance rate, for a typical Polish hard coal project using discounted cash flow, DCF, analysis.

The optimal lifetime of the project can be defined as that period at which the net present value, NPV, (or internal rate of return, IRR) is maximized. In our case the NPV value was maximized.

The profitability of the project depends on:

1) the tonnage of reserves;
2) capital and operating costs;
3) the market prices (depending on demand and the quality of a product);
4) production rate;
5) process recovery;
6) project risks.

2. A DISCOUNTED CASH FLOW MODEL

Under the discounted cash flow model, the value of a project consists of the value of future cash flows (or other net revenues), less initial investments.

«Cash flow» is an accounting term, representing the balance of all cash revenues minus cash operating and current capital investments, as of the end of the fiscal year. It represents the volume of monetary after-tax assets in cash earned or lost over the year. Cash flows can be calculated ether on a constant or inflated currency basis.

Since investors would prefer to obtain benefits from a project as soon as possible, the value of each annual cash flow generated during project realization must be corrected with respect to the time value of money. The current (up-to-date) cash flow value (present value, PV) obtained after time t is calculated by discounting its future value (FV) according to the appropriate discount rate.

The basic parameters used in discounted cash flow analysis in order to measure the profitability of an investment are net present value (NPV) and internal rate of return (IRR).

NPV, which provides the basis for the appraisal of investment projects, consists of the sum of the present values of all the annual cash flows, minus the initial investment. NPV reflects the pro-

ject value at a given discount rate, given a range of assumptions regarding the cash flows; it is thus a measure of the investment's worth. The equation used to calculate NPV is as follows:

$$NPV = \left[\sum_{t=1}^{n} \frac{CF_t}{(1+i)^n} \right] - I_0 \quad (1)$$

where:

CF_t is cash flow in year t;
I_o is initial investment;
i is discount rate, and
n is total number of years required to realize the project.

An increase in the discount rate causes a decrease in the NPV.

Internal rate of return (IRR) is defined as that discount rate at which NPV equals zero. On the other hand, IRR can also be defined as the rate, which makes the cost of the initial investment equal to the present value of the future cash flows. The higher IRR, the more profitable the project, in the sense of return on the invested capital. The difference between the discount rate and IRR consists in the fact that the former is chosen by investor while the latter is determined by the characteristics of the cash flows. It can thus be stated that IRR is specified internally (determined in essence by the character and nature of the project), while the discount rate, which is indispensable in order to calculate NPV, is specified externally.

Although in principle NPV and the maximization of the company's value are theoretically sufficient criteria for ranking investments, NPV does not show the return we can expect from the money invested. This disadvantage may be compensated using IRR, which explains why the latter is the most popular criterion for assessing investment projects in the mining industry [2].

Most manuals state however that NPV is preferred merit measure, both for theoretical and supposedly practical reasons [2]. Also, NPV has seemed to be more adequate measure and therefore it was taken for the purpose of project evaluation discussed here.

3. ASSUMPTIONS FOR AN ECONOMIC VIABILITY ASSESSMENT

Calculations were made for a typical project (TP) conducted in the 'X' hard coal mine. The mining panel of the TP project encompasses 8.0 million tonnes, occurring in a regular, continuous seam. The geometric parameters of a typical longwall in the TP are as follows: length – 250 m, height – 2.2 m, panel length – 1,500 m. A typical face advance in the 'X' mine is relatively high – 5 m/d which results in 3,795 tonnes/d.

The following assumptions for the base case of the TP project were made:

3.1. Development schedule

A development schedule of the project TP will take 18 months. For the reasons of time value, development works were assumed to start in January of the year '0' and finish in June of the year '2'. The development will be doing with 167.0 m/month.

3.2. Capital expenditures

The required capital expenditures were taken as covering for:
– drivage, support and equipping of development workings;
– longwall face machinery and equipment.

The development of the TP panel requires about 3 km of tunnels. It was assumed, that 80% of tunnels were to driven in host rock and 20% in coal. The average cost of drivage at mine 'X' is ca. 7,500 Polish zlotys/m (3,125 US$/m), which means capital development costs of ca. 22.5 million zlotys (~9.4 million US$ – table 2).

Table 2

Development workings to the TP panel at the 'X' mine

item	Length (assumed) [m]	Cross-sectional area (average) [m^2]	Production [thousand tonnes]	Drivage time [months]	Cost of drivage [million PLNs*]
Tunnels in rock	2,700	18.0	7.45 (stone)		
Tunnels in coal	300	18.0	97.2		
TOTAL tunnels	3,000	18.0	104.7	13.7	20.4

*PLN – Polish zloty ~ 2.4 US$

The longwall was to be 250.0 m long, hence its support would comprise 166 units. Overall expenditure required to equip a standard longwall face with supports, a longwall shearer, scraper conveyors: face and end-gate, and a crusher amounts to ca. 70.2 million zlotys (~29.3 million US$). Investment cost expenditures schedule were put together in table 3.

Table 3

Investment cost expenditures schedule in the TP panel

	Year '0'	Year '1'	TOTAL
Development workings [PLNs]	14,987,250	7,512,750	22,500,000
Face equipment [PLNs]		70,200,000	70,200,000
Investment cost TOTAL [PLNs]	14,987,250	77,712,750	92,700,000

*PLN – Polish zloty ~ 2.4 US$

3.3. Depreciation

For the purpose of the calculations it was assumed that depreciation deductions would start – in the case of capital development workings – at the moment the development was completed, and in the case of the longwall equipment – at the moment the face was fully equipped. Annual depreciation rates were assumed as follows:

– longwall shearer, scraper conveyors – 25.0%,
– longwall support units, crusher – 20.0%,
– access drives – 4.5%.

It was further assumed that after longwall equipment was fully depreciated before the panel in question was mined out, the capital costs will be incurred renewal expenditures. The end value of the capital drives at the moment the panel had been exhausted was taken into account in cash flow calculations.

3.4. Other assumptions

The other assumptions were made as follows:

– Coal sale price: 180.0 zloty/tonne (~75 US$ /tonne).
– Operating cost: 160.0 zloty/tonne (~66.7 US$/tonne).
– Production losses: 5.0%.

– Working capital: 30 million PLNs (ca. 12.5 million US$).
– Process recovery: 90.0%.
– Waste location cost: 15.0 zloty/tonne (~6.3 US$/tonne).
– Inflation rate: 3.5%.
– Risk-adjusted discount rate, RADR (real): 8.0%.

Discount rate, RADR, was taken from Smith [3]. The calculations were done in current money using a nominal discount rate calculated as 11.8%.

4. ANALYSIS PROCEDURE

At first a Microsoft Excel DCF spreadsheet calculating NPV values was constructed (table 4). Of course, the greater a face advance (and production rate), the greater NPV values. But higher rates require greater capital costs. On the other hand, greater capital engaged causes lowering of operating costs. The management of 'X' mine had developed estimates of capital and operating costs depending on various advance rates (figure 1). Costs and revenues were estimated at various production rates for the project and the spreadsheet was repeatedly calibrated at various production rates and costs for the project. The process was continued in an iterative fashion until the highest NPV has been determined. The obtained production rate is the optimum one. It determines a project optimum lifetime.

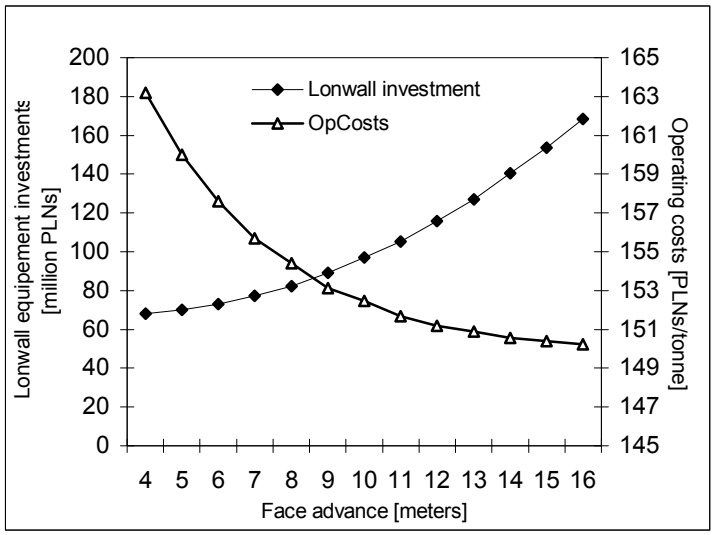


Figure 1. Capital and operating costs for hard coal mine 'X' depending on various face advance parameters

5. RESULTS OF THE ANALYSIS

Results of the analysis are presented in table 5 and figure 2. NPV for the base case (face advance 5 m/d) is negative: ca. -3.1 million zlotys (-1.3 million US$) and the venture is uneconomic. Greater face advances and, in result, greater production rates cause higher NPV values. This is mainly because time value of money. There are drastic changes in NPV value with first changes of an advance: an increase from 5 to 6 m/d (3,795 to 4,554 tonnes/d) results in a large increase in NPV – up to 20 million. Next changes are also powerful – increment in advance from 6 to 8 m/d (up to 6,072 tonnes/d) causes successive 20 million increase in NPV. The highest NPV occurs at a production rate 9,867 tonnes/d (13 m/d). This is, then, the optimum production rate for the 'X' mine. Thus, the optimum life of the TP project is 56.6 months (4.7 years).

Table 4

Cash flow spreadsheet for the TP project of the ‘X’ hard coal mine

Process recovery [%]:	90		Operating cost [PLNs/tonne]:		160,00						
Longwall reserves [tonnes]:	7 807 490		Capital investment [PLNs]:		162 900 000						
Panel reserves [tonnes]:	8 000 000										
Production losses [%]:	5										
Average mining hight [m]:	2,20										
Production rate [tonnes/month]	79 695										
Lifetime of mining [months]:	100,4										
Discount rate RADR (real) [%]:	8,0										
Inflation rate [%]	3,5										
Discount rate RADR (nominal) [%]	11,8										
	Okres:	year 0	year 1	year 2	year 3	year 4	year 5	year 6	year 7	year 8	year 9
Output [tonnes/year]		4 964	480 658	956 340	963 792	956 340	956 340	956 340	956 340	956 340	827 450
Waste rock [tonnes]		65 241	80 521	95 634	193 579	95 634	95 634	95 634	95 634	95 634	82 745
Coal production [tonnes]		4 467	432 592	860 706	867 413	860 706	860 706	860 706	860 706	860 706	744 705
Coal price [PLNs/tonne]		180	180	180	180	180	180	180	180	180	180
Waste location cost [PLNs/tonne]		15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
Capital investment [PLNs]		14 987 250	77 712 750	0	0	0	18 840 000	51 360 000	0	0	0
face equipment		0	70 200 000	0	0	0	18 840 000	51 360 000	0	0	0
development workings		14 987 250	7 512 750	0							
Working capital [PLNs]		30 000 000									
Gross earnings [PLNs]		804 132	77 866 632	154 927 080	156 134 304	154 927 080	154 927 080	154 927 080	154 927 080	154 927 080	134 046 900
minus: Waste loction costs [PLNs]		978 619	1 207 814	1 434 510	2 903 688	1 434 510	1 434 510	1 434 510	1 434 510	1 434 510	1 241 175
minus: Operating costs [PLNs]		647 773	62 725 898	124 802 370	125 774 856	124 802 370	124 802 370	124 802 370	124 802 370	124 802 370	107 982 225
Gross profit [PLNs]		-822 260	13 932 920	28 690 200	27 455 760	28 690 200	28 690 200	28 690 200	28 690 200	28 690 200	24 823 500
minus: Depreciation [PLNs]		0	7 997 250	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	12 118 640
Taxable income [zł]		-822 260	5 935 670	12 695 700	11 461 260	12 695 700	12 695 700	12 695 700	12 695 700	12 695 700	12 704 860
minus: Taxes [PLNs]		0	1 127 777	2 412 183	2 177 639	2 412 183	2 412 183	2 412 183	2 412 183	2 412 183	2 413 923
Net income [PLNs]		-822 260	4 807 893	10 283 517	9 283 621	10 283 517	10 283 517	10 283 517	10 283 517	10 283 517	10 290 937
plus: Depreciation [PLNs]		0	7 997 250	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	15 994 500	12 118 640
minus: Capital investment [PLNs]		14 987 250	77 712 750	0	0	0	18 840 000	51 360 000	0	0	-30 822 610
minus: Working capital [PLNs]		30 000 000	0	0	0	0	0	0	0	0	-30 000 000
Net cash flow [PLNs]		-45 809 510	-64 907 607	26 278 017	25 278 121	26 278 017	7 438 017	-25 081 983	26 278 017	26 278 017	83 232 187
Discounted cash flow [PLNs]		-45 809 510	-58 067 281	21 031 216	18 098 912	16 832 017	4 262 228	-12 858 113	12 051 576	10 781 514	30 550 221
NPV [PLNs]	-3 127 221										

Table 5

Face advances, project lifetimes and resulting NPVs for the ‘X’ mine

Face advance [m/d]	Project lifetime [years]	NPV [million PLNs]
4	12,0	-29,8
5	9,9	-3,1
6	8,5	20,0
7	7,5	40,2
8	6,7	58,9
9	6,1	66,7
10	5,7	77,0
11	5,3	81,4
12	5,0	88,9
13	4,7	89,3
14	4,5	88,7
15	4,3	87,4
16	4,1	85,6

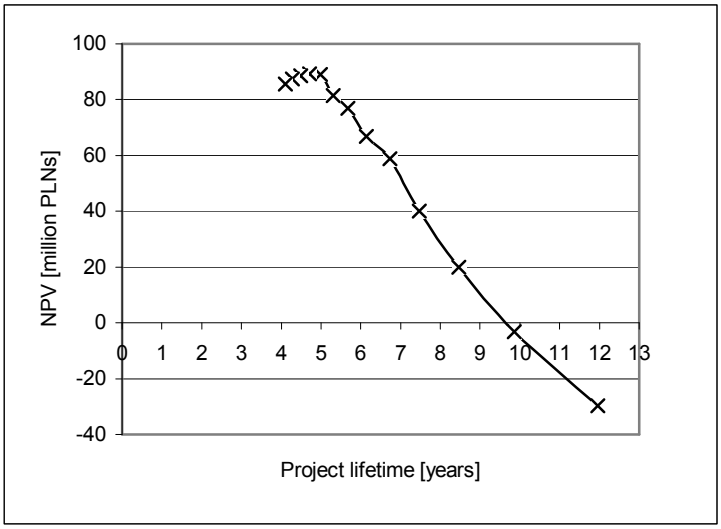


Figure 2. Optimal lifetime of the project TP

6. CONLUSIONS

After a sector restructuring in the past decade, Polish hard coal mining with a yearly output of ca. 90 million tonnes is still an important branch in Poland. Unfortunately, in spite of several reforms and improvements, Polish hard coal mining industry has been still balancing at the edge of productivity. At present, the best Polish hard coal mines have concentrated at increasing in concentration of longwall output. It seems that the answer to profitable mining lies in selecting an appropriate production face advance rate. Obtaining higher rates of extraction results, however, in greater investment costs. On the other hand one can expect decreasing in operating costs. This paper, presenting an example of a mining project conducted in ‘typical’ Polish mine, gives an idea of conditions for optimal extraction. Respecting various assumptions the optimum production rate was calculated to 9,867 tonnes/d (13 m/d). High rates of advance come with a number of consequences, linked mainly to the creation of high stresses in the rockmass. In favourable mining and geologic conditions high stress provides for easier breaking of coal at the face and improved management of the hangingwall and the supports. It is advantageous in the case of weak roof and foot rocks, although in the latter case high face advance may not be recommended as increased stresses cause footwall heave.

Footwall movement, even at a limited scale, may be critical due to low height of the face. The greatest threat, however, is associated with methane hazard – high rates of mining result in high volumes of gas being released into the mine atmosphere. To create high stresses may prove dangerous in the case of coal seams prone to seismicity and where the hazard of rock-and-gas ejections is present [4]. In the case of coals prone to spontaneous combustion high rate of mining magnifies this danger. Any mine planning should therefore to face all the mentioned problems, taking following ventures:

1. Ensuring continuous mining with keeping possible steady rate of advance.
2. Using of preventive actions against methane, coal dust or fire hazards.
3. Undertaking of adequate actions against seismic hazard.

Literature

[1] Sikora W., 2008: Scenariusz rozwoju technologii wydobycia węgla w warunkach utrudnień górniczych (in Polish). Wirtualny Przemysł Górniczy.

[2] Torries T.F., 1998: Evaluating mineral projects: Applications and misconceptions. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.

[3] Smith L.D., 2000: Discounted cash flow analysis. Methodology and discount rates. Special Session on Valuation of Mineral Properties – Mining Millennium 2000, March 8, Toronto.

[4] Bodarenko V., Kuzmenko O., Dychkowsky R., 2004: Prospects of development of Highly Productive Coal Extraction Technologies. Proceedings of the 5th International Mining Forum 2004, A.A. Balkema, Leiden, London, New York, Philadelphia, Singapore.

«ОПРЕДЕЛИ, СПРОЕКТИРУЙ, ВЫБИРАЙ» – НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ В МЕДНЫХ ШАХТАХ

Артур ДЫЧКО

Институт минерального сырья и энергетики Польской академии наук, Краков, Польша

Ключевые слова:

Управление месторождением, системы эксплуатации, издержки.

Аннотация. В статье рассмотрены вопросы влияния разубоживания на экономическую эффективность горной деятельности. Представлен применяемый в Южной Африке принцип борьбы с разубоживанием по стратегии *«определи, спроектируй, выбирай»,* а ее результаты сравнивались с применяемыми в польских шахтах. Целость теоретических рассуждений послужила основой образования идеи информационной системы влияния разубоживания на эффективность получения металла на горных предприятиях KGHM Polska Miedź S.A.

Введение. В докладе конференции организации объединенных наций, которая проходила в 1972 году в Стокгольме по вопросам охраны окружающей среды, сформировано следующее предложение: «Не возобновляемые запасы недр земли должны быть использованы таким образом, чтобы предотвратить опасность исчерпания их в будущем. Кроме этого следует обеспечить человечеству принятие участия в их использовании, исходя из такого рода эксплуатации».

Одним из основных факторов решающим эффективность приобретения сырья и использования шахт является разубоживание добываемой руды. Оно приводит к потери качества конечной продукции. Добываемый объем горой массы имеет худшее качество, нежели пробы, полученных при разведке месторождения. При добыче руд металла, разубоживание определяется как снижение объемов содержания полезного компонента в руде в определенной фазе добычного процесса; зависит от горно-геологических и технологических факторов.

Разубоживание становится причиной увеличения издержек добычи и обогащения полезных ископаемых, и тем самым приводит к снижению эффективности получения металла. Разубоживание руд на шахтах KGHM Polska Miedź S.A. происходит из-за:

– включения пустых пород и руд забалансовых запасов во время разработки месторождения;

– неоднородность строения горного массива;

– обвалы свода пород добычных камер;

– попадание пустых пород в полезные ископаемые в процессе транспортирования;

– потери мелких и сильно измельченных фракций руды в процессе транспортирования и их обработки.

В шахтах, которые добывают медную руду, проблему разубоживания необходимо рассматривать в контексте принятой технологии разработки, экономики и горно-геологических условий. Влияние системы разработки на процесс разубоживания руды широко рассмотрен в публикациях [1, 3, 5, 6, 11, 14]. В этих работах решается проблема применения технологических и технических решений к локальным горно-геологическим условиям. Автор представит экономическую оценку явления разубоживания, с учетом применяемых средств добычи.

Горные предприятия вынуждены в условиях рыночной экономики преодолевать различного рода риски, причем учитываются рыночные цены, как минерального сырья, так и конечного продукта. В KGHM «Polska Miedź» S.A. процесс оценки рисков генерируется на уровне целого холдинга, где шахты являются начальным элементом цикла выпуска продукции. Выступают два типа прогноза средств добычи руды [12]:

– прагматический, в основе которого лежит рационализация средств в местах их возникновения (накопительная деятельность);

– выборка месторождения соответственно качества (управление качеством добычи).

Эффективная реализация вышеуказанной деятельности требует точных инструментов оценки на уровне шахты, районов, участков и добычных забоев. Такими инструментами являются горно-геологические условия залегания месторождения, технологические и экономические параметры, на основании которых определяется уровень резерва каждого рассматриваемого параметра. Причем расчет рентабельности проходит с учетом безопасности выполнения работ.

Как уже упоминалось выше, шахта, которая исчерпала свои запасы в процессе добычи полезного ископаемого, имеет худшие параметры, чем те, на которых только ведутся разведывательные работы. Разубоживание в шахте, которая закончила добычу, рассчитывается по формуле:

$$u = \frac{\alpha_Z - \alpha_w}{\alpha_Z} \cdot 100 \qquad [\%],$$

где u – разубоживание полезного ископаемого, %

α_z – среднее содержание полезного компонента в месторождении, определяется на основании отбора проб, %

α_w – среднее содержание полезного компонента в добытой горной массе, %.

Очень существенным элементом процесса разубоживания является тот факт, что разубоживание руды влияет не только на снижение средней стоимости полезного составляющего, но также детерминирует ухудшение показателей извлечения металла во время обогащения и в металлургических процессах. При обогащении руды увеличиваются потери металла в отходах, образующихся после флотации, а в металлургических процессах больше металла переходит в гарь доменной печи. В результате разубоживания изменяется также отношение между полезными составляющими и вредными примесями. Это оказывает влияние на металлургические процессы [13]. Следует отметить, что разубоживание служит причиной дополнительных затрат на добычу, транспортирование и переработку большей массы руды с меньшим содержанием полезного компонента. Причем происходит увеличение затрат на складирование отходов флотации.

Экономическая оценка разубоживания руды. Проблематика экономической оценки разубоживания руд подробно описана в литературе [9, 15, 16]. В большинстве предложенных решений она рассматривается в контексте оценки системы эксплуатации месторождения, а не конкретного добычного забоя. Такая ситуация возникает из-за трудностей, возникающих при правильном определении действительных затрат на конкретном добычном участке. Уровень разубоживания руды существенно влияет на финансовую результативность шахты. При постоянном уровне добычи экономический эффект уменьшения разубоживания руды состоит в увеличении содержания меди относительно пригодности и концентрации. В результате чего оказывается влияние на увеличение стоимости конечной продукции. Снижение затрат связанные с разубоживания руды в результате применения более дорогостоящих технологий переработки.

Процесс ограничения разубоживания с применением подобных приемов ведется во многих шахтах различных стран мира. В первую очередь, это связано с необходимостью справляться с огромной конкуренцией на рынке минерального сырья. На некоторых шахтах Южной Африки, ведущих эксплуатацию преимущественно блочными системами, в пунктах выпуска руды отмечается разубоживание руды на уровне 115%, (см. таблицу).

Таблица

Величина разубоживания при применении различных систем разработки на южноафриканских шахтах [2]

№ п/п	Применяемая система разработки	Разубоживание	Примечания
1	Блочная – разработка длинными камерами	18% ÷ 115%	крепь отсутствует
2	Блочная ярусная с оставлением охранных целиков	5% ÷ 48%	крепь отсутствует
3	Полосами с магазинированием руды	27% ÷ 48%	крепь отсутствует
4	Блочная ярусная нисходящая	< 20%	крепь отсутствует
5	Блочная – разработка вдоль жильного полезного ископаемого	± 40%	крепь отсутствует
6	Блочная с магазинированием руды	< 10%	крепь отсутствует
7	Ярусами с закладкой выработанного пространства	5% ÷ 15%	крепь применяется
8	Блочная ярусная восходящая – разработка длинными камерами	10% ÷ 38%	крепь применяется

Говоря об экономической оценке разубоживания, следует помнить о последствиях, которые оно приносит для всего процесса добычи – потеря прибыли по причине снижения качества руды. Эта потерянная прибыль, деленная на промышленные средства и разубоживание руды, выраженная в процентах, означает дополнительные конечные издержки, которые следует увеличить на единицу затрат добычи руды. В условиях южноафриканских шахт, в среднем, разубоживание добычи руды составляет около 40% (Scoble and Moss, 1994). Основываясь на том, что средняя шахта в ЮАР имеет годовую производительность на уровне 500 тис. т при себестоимости добычи 30 USD за тонну, то вышеупомянутые разубоживание приводит к годовым затратам около 6 млн. USD. Моделирование вышеуказанного расчета для трех различных полезных ископаемых представлено на рис. 1.

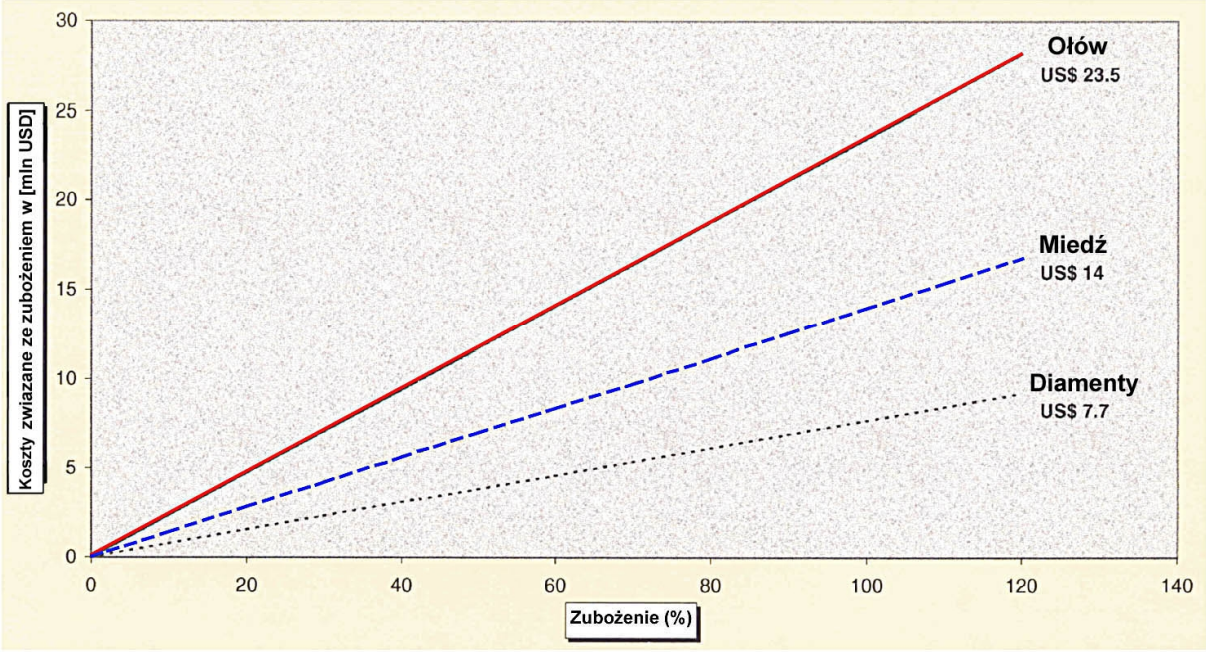


Рис. 1. Потери, вследствие разубоживания, рассчитанные для трех видов минерального сырья при средних объемах добычи полезного ископаемого на уровне 500000 тонн в год [2]

Стратегия уменьшения и контроля разубоживания добычи в отечественных условиях и в мире. При разработке полезных ископаемых в мире все большую популярность получает, разработанный в Канаде и интенсивно внедряемый на южноафриканских шахтах, принцип борьбы с разубоживанием, называемый «определи, спроектируй, выбирай», который делает который прошел апробацию на руднике Rosh Pinah в Намибии [2]. Эта методика основывается на двух основных правилах:

– лучше предотвратить разубоживание, чем его контролировать;

– если нельзя предотвратить разубоживание следует его контролировать.

Как пишет Butcher [2], сущностью составляющей «определи» и «спроектируй» является прецедент, когда составляющая «выбирай» отвечает за контроль качеством. Может сложиться мнение, что все горные процессы должны быть спроектированы таким образом, чтобы разубоживание руды не выступало и составляющая «выбирай» должна быть пропущенной. Во многих случаях, системы разработки, которые ограничивают разубоживание – ведут в теории к „чистой" разработке, на практике не удовлетворяют критериям экономической окупаемости горной деятельности, из-за сбыта продукции в относительно малых количествах.

В условиях рудников ЮАР, ограничение разубоживания с применением принципа «определи», при использовании камерных систем разработки, сводится к разведке месторождения, как с точки зрения геологи, так и геотехнологий. Такое определение необходимо для вероятности выступления конкретного рода разубоживания вместе с определением границ блоков. Но вместе с тем уменьшение разубоживания с применением принципа „спроектируй" является по существу отбором наиболее соответственного – с точки зрения имеющихся горно-геологических условий систем разработки. Для этого принципа даже создана специальная классификация систем разработки относительно уровня разубоживания, который подразумевает применение конкретного вида системы Elbrond (1994). Контроль разубоживания полезного ископаемого при помощи принципа «выбирай» (контроль выборки), основывается на предотвращении чрезмерного разубоживания.

На польских шахтах по добыче медной руды, принадлежащих KGHM Polska Miedź S.A. борьба с разубоживанием существует со времен начала их эксплуатации, хотя действительно рациональный характер она приобрела в 1989 году. С трех функционирующих в рам-

ках медного концерна шахт проблема разубоживания полезных ископаемых, прежде всего, касается рудника Polkowice-Sieroszowice. Причиной этому служат в основном горно-геологические условия, ведя добычу из пластов, мощность которых иногда ниже 1 метра.

В концерне KGHM Polska Miedź S.A, в последние годы, политика ограничения разубоживания сводится к борьбе с вредными явлениями, посредством технологических и организационно-экономических методов, которые можно назвать методами «рациональных действий».

В этом месте можно призадуматься возможно ли вообще сравнивать канадскую методику борьбы с разубоживанием «определи, спроектируй, выбирай» с применяемой у нас – хоть в действительности никогда до конца не названной методики «рациональной системы действий» [4].

Таким образом, обоснование научной теории систем четких действий говорит о том, что «рациональные действия» сводятся к устоявшимся «знать», «хотеть» и «мочь». Поскольку составляющая «мочь» поддается управлению – естественно в определенных точных границах, при помощи двух остальных составляющих, поэтому основные методологические показатели для реализации производственных задач должны иметь составляющие «знать» и «хотеть». Следует подчеркнуть, что основная роль принадлежит составляющей «знать».

К чему приводят нас такие аналогии? В прикладном методе на шахтах ЮАР, как и в KGHM Polska Miedź S.A. основным является владение информацией о месторождении относительно геологических, технологических и стоимостных данных. Чтобы такая информация была пригодна для управления кадров, она должна быть правильно обработана и упорядочена, одновременно включая все ключевые элементы для слаженной работы всех служб горного предприятия. Такие цели можно оптимально реализовать, используя современные информационные технологии во всех более крупных масштабах.

Схема экспериментальной системы влияния разубоживания на эффективность получения металла на горных предприятиях KGHM Polska Miedź S.A представлена на рис. 2.

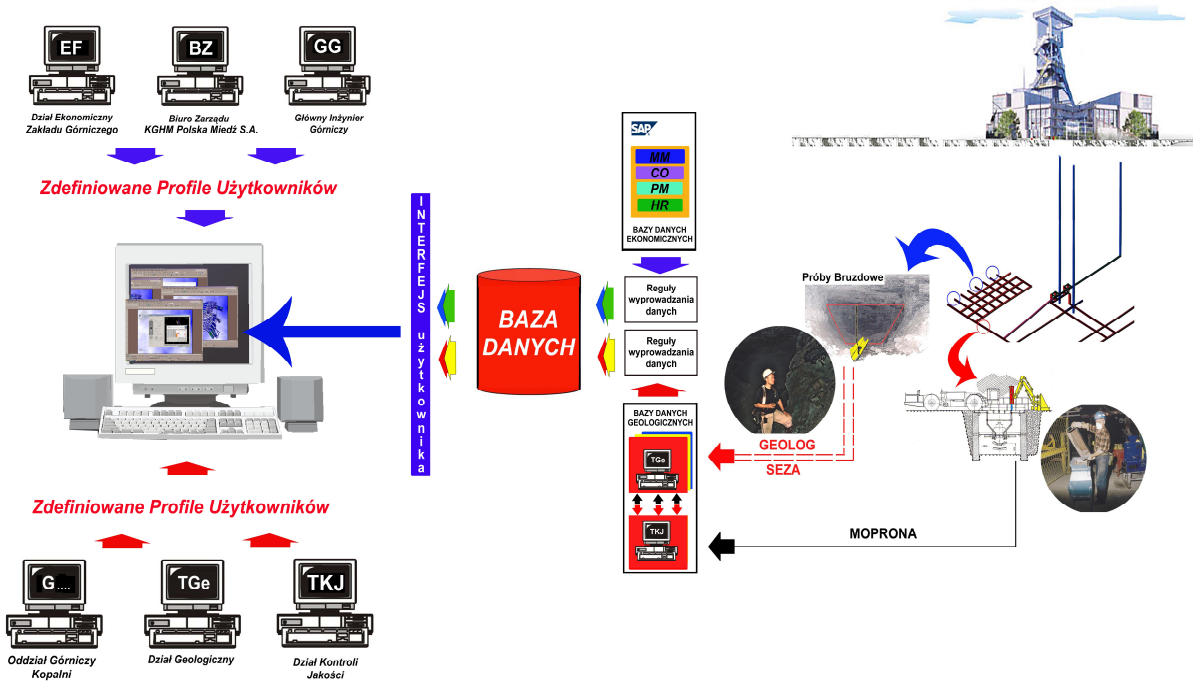


Рис. 2. Концептуальная схема информационной системы эффективности оставления металла на горных предприятиях KGHM Polska Miedź S.A (личный вклад автора)

Предложенный выше подход к процессу планирования продукцией учитывает влияние разубоживания на конечные финансовые затраты производства и должен быть реализован,

опираясь на подробную разведку месторождения при учете прогнозированных затрат получения конечной продукции. Допускается, что в предложенной системе, информация, описывающая месторождение, основывается на автоматическом отборе баз геологических данных KGHM Polska Miedź S.A., в системе SAP/R3.

Вышеуказанные элементы описываются сложными функциями и на настоящем этапе работ не являются взаимно интегрированными.

Исходя из того, что отдельные технологические операции могут быть в системе SAP/R3 с разделением на участки, у нас есть только возможность описания выражений детального анализа стоимости, основываясь на расчет ABC. При этом, выдвигая проблему реализации единичной стоимости продукции относительно определенной стоимости чистой меди с конкретного забоя.

Выводы. Процесс разубоживания является негативным и тесно связанным с генерированием больших затрат, которых часто нельзя исключить. Эту проблему необходимо решать комплексно и методологично.

Идеальным предикатом такой стратегии является канадская методика борьбы с разубоживанием, называемая „определи, спроектируй, выбирай" (…). Канадские ученые основной упор делают на профилактику. Можно назвать общеизвестные утверждения, что (…) предотвращение разубоживания лучше его контролирования (…), или (…), если нельзя предотвратить разубоживание, следует его контролировать (…). Такие утверждений носят позитивных характер и могут достигаться горными концернами или отдельными шахтами. К примеру, 0,01% улучшение качества добываемой руды на шахтах KGHM Polska Miedź S.A. влечет за собой 100 тон чистого металла в месяц.

Достаточно много разработок посвящено проблематике разубоживания руды. Сегодня, реализуются целые программы борьбы с вредностью этого процесса, неся огромные затраты на содержание служб, ответственных за контроль качества. Самой основной причиной чрезмерного разубоживания полезного ископаемого, как в мире, так и в Польше является не достаточная изученность способов улучшения качества добываемой руды. Определение точной и комплексной информации, описывающей месторождение, горно-геологические параметры, организационные результаты является интеграцией функционирующих в пределах шахты информационных систем отдельных участков. При помощи современного информационного оборудования можно получить необходимые результаты. Применение предлагаемых разработок определяются конкретными горно-геологическими условиями, горнотехнической ситуацией, энерговооруженностью и экономическими возможностями отдельной шахты.

Список литературы

1. Butra J., Janowski A., Kuc K. 1985 – Eksploatacja grubego złoża rud miedzi na przykładzie oddziału G-4 ZG Rudna. Materiały konferencyjne Mogilany maj 1985 r.

2. Butcher RJ., 1999 – Kontrola zubożenia urobku w kopalniach południowej Afryki

3. Cieszkowski H., Krajewski St., Siewierski St. 1984 – Technologia eksploatacji złóż rud miedzi w LGOM zwłaszcza grubych. Materiały konferencyjne Polkowice czerwiec.

4. Leon J., Frąckowiak J., 1993 – Systemy sprawnego działania. Teoria i praktyka Wydawnictwo Antyk

5. Dyczko A. 2002 – Techniczno-ekonomiczne aspekty zubożenia złóż rud miedzi na przykładzie kopalń KGHM Polska Miedź S.A. Wyd. Gospodarka Surowcami Mineralnymi Tom 18 Zeszyt specjalny

6. Kicki J., Dyczko A. 2002 – Technologiczne aspekty zubożenia w polskich kopalniach rud miedzi. Wyd. Gospodarka Surowcami Mineralnymi.

7. Kicki J., Dyczko A. 2004 – System ewidencji, kontroli oraz oceny efektywności i wydajności samojezdnych maszyn górniczych (SMG) jako środek obniżenia kosztów produkcji w KGHM Polska Miedź S.A. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej,

8. Kicki J., Dyczko A., Kolar R., Śliwiński P. 2004 – System wspomagania decyzji w oddziałach produkcyjnych kopalń rud miedzi Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej,

9. Śliwiński P. 2004 – Analiza procesu rozliczenia kosztów wydobycia rudy w kopalniach KGHM PM S.A. na tle koncepcji rachunku kosztów działań ABC. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej,

10. Kicki J., Dyczko A., Paraszczak J.,2003: System ewidencji, kontroli oraz analizy efektywności i wydajności samojezdnych maszyn górniczych (SMG) jako środek obniżenia kosztów produkcji w KGHM Polska Miedź S.A. Praca niepublikowana, Kraków.

11. Wanielista K, Siewierski S, Jerzy Kicki, Jan Butra 1997 – Ekonomiczne aspekty eksploatacji zasobów złóż rud miedzi Wyd. Centrum PPGSMiE PAN Kraków

12. Wanelista K., Kicki J. i inni, 1998: Ekonomiczne kryteria alokacji wydobycia w kopalniach rud. Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków.

13. Kicki J., Wanelista K. i inni 2000: Sterowanie rentownością i planowaniem kosztów w jednostkach produkcyjnych kopalni. Praca niepublikowana wykonana na zlecenie KGHM „Polska Miedź" S.A.

14. Wanielista K. – Maksymalizacja wykorzystania złóż rud miedzi w powiązaniu z efektywnością pozyskania ich zasobów.

15. Wanielsta K. 1995. – Rachunek ekonomiczny w gospodarce zasobami kopalin. Śląskie wydawnictwo techniczne Katowice

16. Wright E.A 1983. – Dilution and mining recovery – a review of the fundamentals Erzmetall 36 Nr1.

УДК 658.3:331.221 © А.П. Пономаренко

АНАЛИЗ ГИГИЕНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ И НЕОБХОДИМОСТЬ ИХ УЧЁТА ПРИ СОЗДАНИИ СИСТЕМЫ МОТИВАЦИОННОГО ТРУДА НА УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ

Обґрунтовано застосування гігієнічних чинників в шахтній атмосфері при створенні системи мотивації праці на підприємстві.

Обосновано применение гигиенических факторов в шахтной атмосфере при создании системы мотивации труда на предприятии.

Application of hygienical factors in a mine atmosphere during the creation of the motivational system of labour on an enterprise is grounded.

Как известно, современная шахта представляет собой не только отдельные производственные участки с различными технологическими процессами, разнообразным и довольно сложным горным оборудованием, но и большие коллективы людей, работающих в различных сферах производственной деятельности. Поэтому, функционирование этого многогранного производственного комплекса может быть эффективным только при чётком взаимодействии всех его элементов и частей. Одним из главных элементов эффективной работы коллектива шахты может и должна стать трудовая мотивация [1].

В более общем виде мотивация представляет собой понятие, которое используется для описания сил, воздействующих на индивида (внешних и внутренних), которые побуждают его действовать определённым образом.

Существует множество различных подходов к тому, как руководитель должен организовать систему мотивационного управления труда, чтобы побудить себя и других к эффективной деятельности для достижения личных целей и целей организации. Эти подходы бази-

руются на многочисленных теориях и практических исследованиях мотивации, в которых сделаны попытки объяснить соотношение поведения и его результатов.

В научной литературе теории мотивации разделяются на две категории: содержательные и процессуальные. Содержательные теории фокусируются на внутренних факторах индивида, которые дают импульс, направляют, поддерживают и прекращают данное поведение. Они пытаются определить специфические потребности, мотивирующие людей. Процессуальные потребности дают описание и анализ того, как поведение получает импульс, направляется, поддерживается и прекращается. Обе эти теории имеют важное значение для руководителей, которые в силу специфики своей работы включены в мотивационный процесс [2].

Ниже приведены краткие характеристики наиболее известных содержательных и процессуальных теорий мотивации (табл. 1).

Перспективы содержательных и процессуальных теорий мотиваций

Теоретическая база	Теоретические изыскания	Основатели теорий	Применение в менеджменте
Содержательные теории	Фокусируются на внутренних факторах индивида, которые дают импульс, направляют, поддерживают и прекращают данное поведение. Только эти факторы подразумеваются в качестве переменных	Маслоу – 5-уровневая иерархия потребностей Альдерфер – 3-уровневая иерархия (ERG) Херцберг – два главных фактора: «гигиенические и мотивационные» Макклелланд – три вида потребности, приобретаемых на основе культуры: достижение, участие и власть	Менеджерам необходима осведомлённость о различиях в потребностях, намерениях и целях вследствие того, что многие индивиды по-своему уникальны
Процессуальные теории	Описывают, объясняют и анализируют процессы импульса, направления, поддержания и прекращения данного поведения	Врум – вероятностная теория выбора Скиннер – теория «навязывания», связанная с обучением, вытекающим из данного поведения Адамс – теория равновесия, базирующаяся на сравнениях, которые делает индивид Локк – теории системы целей, согласно которым сознательные цели и намерения определяют поведение	Менеджерам необходимо понимание процесса мотивации и того, как индивиды делают свой выбор, основываясь на преимуществах, вознаграждении и достижении цели

Анализ этих теорий позволяет сделать вывод о том, что каждая из них имеет свои достоинства, недостатки и область применения. Поэтому ни одна из них не имеет существенного преимущества по сравнению с другими. В связи с тем, что теория мотивации развивалась не революционным, а эволюционным путём, они не противопоставляются друг другу, что особенно характерно для содержательных теорий. В этой связи ни одна из их не используется в качестве единственной теории для объяснения мотивации.

Большинство современных теорий мотивации основаны на определении перечня и структуры потребностей людей и чаще других используются для мотивации рабочих. Потребности – осознанное отсутствие чего-либо, вызывающее побуждение к действию [3]. При наличии этих потребностей работник становится более восприимчивым к попыткам руководителя мотивировать его отношение к выполняемой работе. Вместе с тем, среди учёных и практиков нет единой всеми принятой идентификации потребностей. Это объясняется как

существенным отличием потребностей у различных людей, так и спецификой самой мотивации у людей разных профессий.

Одной из самых известных содержательных теорий мотивации является двухфакторная теория Фредерика Херцберга, в которой выделяются две группы факторов, которые поразному влияют на мотивацию труда. Первую группу факторов Херцберг назвал гигиеническими, а вторую – мотиваторами. «Мотиваторы отвечают за творческие потребности, а гигиенические факторы удовлетворяют потребность в благоприятной среде, т.е., чтобы обеспечить необходимое отношение работника к труду и требуемое качество выполнения работы, необходимы соответствующие стимулы [4, с. 190]. Вместе взятые, мотиваторы и гигиенические факторы образуют основу этой двухфакторной теории мотивации.

«Суть гигиены заключается в устранении потенциальных опасностей для здоровья человека из окружающей среды. Она же включает в себя лечебные функции, а скорее представляет собой профилактику. Современные теории утилизации мусора, очистки воды и контроля над загрязнением воздуха не лечат болезни, но без них болезней было бы во много раз больше. Аналогичным образом, когда в контексте работы присутствуют неблагоприятные факторы, они служат причиной возникновения негативного отношения к работе» [4, с.186]. Термин «гигиена» употребляется Херцбергом в его медицинском значении – гигиена, как предупреждение, предотвращение болезни, а не как её лечения. Сами по себе гигиенические факторы не вызывают удовлетворённости, но их ухудшение порождает неудовлетворённость трудом.

Исходя из сказанного выше, рассмотрим некоторые гигиенические факторы, которые представляют потенциальную опасность для здоровья горняков в шахтной атмосфере, что порождает неудовлетворённость трудом.

Одним из таких факторов является наличие в атмосфере рабочего пространства большого содержания вредных газов, пыли и влаги. Следует отметить, что естественный состав воздуха рабочей зоны должен быть следующим: азот – 79,08%, кислород – 20,95%, аргон, неон и др. – 0,93%, углекислый газ – 0,03%, прочие газы – 0,01%.

Содержание кислорода в воздухе должно быть не менее 20%. При 12% и менее содержания кислорода наступает смерть от кислородного голодания.

Азот – это газ без цвета, запаха и вкуса. Его объемный вес равен 0,97 по отношению к воздуху. При повышении давления азот начинает оказывать наркотическое действие. При накоплении в теле человека декомпрессии азота газ начинает выделяться в виде пузырьков, которые попадают в кровеносные сосуды и могут привести к образованию тромбов. Пузырьки азота в мышечных тканях вызывают тянущие боли в области суставов и мышц, зуд кожного покрова и в итоге - кессонную болезнь.

Углекислый газ в 1,5 раза тяжелее воздуха. Он имеет кислый привкус и относится к разряду слабо ядовитых. При содержании 3% углекислого газа в атмосфере воздуха у человека наблюдается увеличение частоты дыхания в два раза, при 5% – в три раза, при 10% наступает обморок, а при более 10% – смерть от кислородного голодания.

Неблагоприятным гигиеническим фактором является выделение метана в шахтной атмосфере при разработке угольных пластов, взрывы которого приводят к многочисленным жертвам.

Наличие в шахтной атмосфере значительной концентрации породной и угольной пыли вызывают у горняков такие профессиональные заболевания как силикоз и антракоз, а наличие влаги вызывает простуду и заболевания суставов.

Высокая температура воздуха в шахте приводит к потере воды в организме у горняков и к снижению производительности труда, а низкая температура в воздухе, особенно в зимнее время в околоствольных дворах, приводит к простудным заболеваниям.

Шум, даже когда он не велик, оказывает значительную нагрузку на нервную систему человека, оказывая на неё психологическое воздействие. Под воздействие шума производительность труда снижается до 60%, а при действии шума высоких уровней (более 145 дБ) возможен разрыв барабанных перепонок.

Отсутствие в шахте естественного и недостаток искусственного освещения приводит к ухудшению зрения и способствует повышению травматизма.

Работа шахтёров в стеснённых условиях в лавах при разработке тонких и весьма тонких пластов, а также обрушение малоустойчивых пород приводит к значительному травматизму. Эти фактору можно объединить в одну группу «Безопасные условия труда».

Таким образом, перечисленные выше и другие гигиенические факторы приводят к снижению безопасности труда и ухудшению здоровья шахтёров.

В число гигиенических факторов Херцберг и его соавторы «включили характеристики линейного руководства, межличностные отношения, физические условия труда, заработную плату, общую политику компании и административный стиль, программы льгот для работников, вопросы надёжности и стабильности работы. Когда состояние этих факторов опускается ниже приемлемого для сотрудников уровня, возникает неудовлетворённость работой» [4, с. 186-187].

Вторую группу факторов теории мотивации Херцберга составляют мотиваторы, которые непосредственно вызывают неудовлетворённость трудом, высокий уровень мотивации и трудовых достижений. К ним относят: достижения целей, признание, интересное содержание труда, самостоятельность (свой участок работы) и ответственность, профессионально-должностной рост, возможности личной самореализации.

Несмотря на то, что Херцберг не даёт никакого объяснения, почему различные внешние и внутренние факторы работы должны влиять на её исполнение и что с помощью двухфакторной теории нельзя объяснить сравнительную важность различных факторов работы [2, с. 140], большинство исследователей считают, что он внёс существенный вклад в изучение трудовой мотивации. Херцберг расширил концепцию иерархии потребностей Маслоу и сделал более применимой к трудовой мотивации.

Вместе с тем, наиболее уязвимой из всех существующих содержательных теорий, на мой взгляд, является теория Херцберга. Его теория с самого начала основывалась на исследованиях групп бухгалтеров и инженеров, вследствие чего, результаты могут быть отличными от других профессиональных групп. Кроме того, по моему мнению, недостатком двухфакторной теории является то, что количественная оценка гигиенических факторов не проводилась и не позволяла определить их рейтинг и ранжирование.

При создании системы мотивационного труда на угольной шахте выбор учёта гигиенических факторов можно осуществлять путём обоснования структуры потребностей работников и определения их рейтинга с помощью модифицированной матрицы НГУ [1, 5, 6].

Список литературы

1. Пономаренко А.П. Теории мотивации и обоснование структуры потребностей начальников добычных участков угольных шахт// Прометей. Регіональний збірник наукових праць з економіки. – Донецьк: ІЕПД і ДЕГІ, 2007. – Випуск 2 (23). – С. 275-278.

2. Гибсон Дж Л., Иванцевич Д.М., Донелли Д.Х. – мл. Организации: поведение, структура, процессы: Пер. с англ. – 8-е изд. – М.: ИНФРА-М, 2000. – 662 с.

3. Нирмайер Р., Зайферт М. Мотивация: Пер. с нем. – 2-е изд., испр. – М.: Омега – Л, 2006. – 127 с.

4. Херцберг Ф., Моснер Б., Снидерман Блох Б. Мотивация к работе: Пер. с англ. – М.: Вершина, 2007. – 240 с.

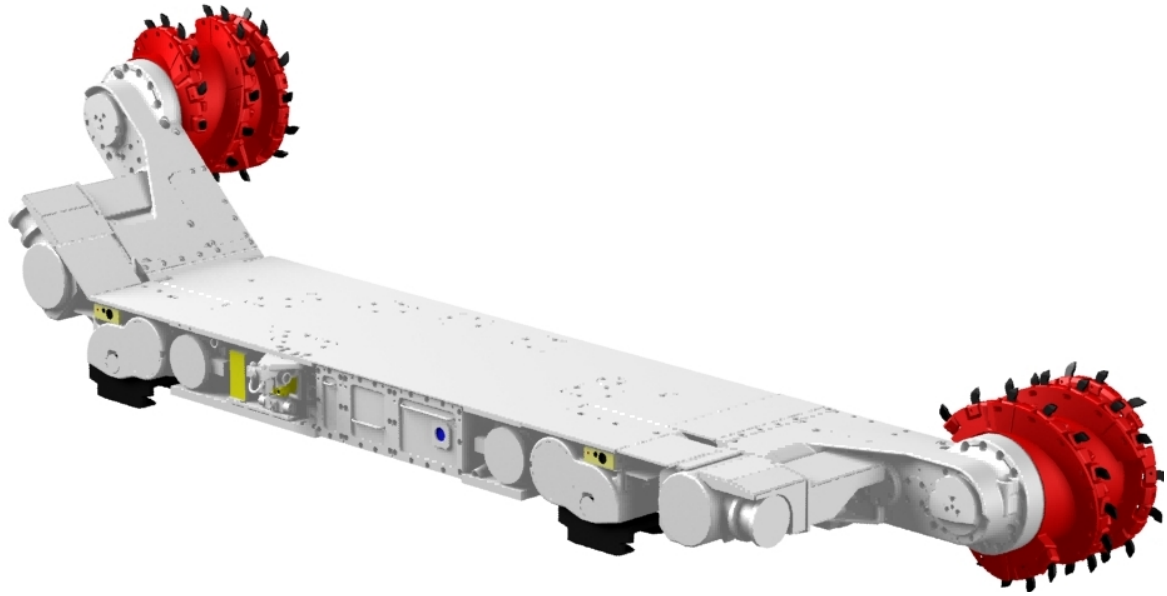
5. Пономаренко О.П. Визначення рейтингу чинників мотивації праці за допомогою модифікованої матриці // Механізм регулювання економіки. Міжнародний науковий журнал. – Суми, 2007, №1 (29). – С. 171-181.

6. Пономаренко О.П. Рейтинг потреб начальників видобувних дільниць вугільних шахт //Схід. Аналітично-інформаційний журнал. – Донецьк, 2008, №3 (87). – С. 42-46.

Приложение

НОВОЕ ПОКОЛЕНИЕ ТЕХНИКИ ДЛЯ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ НА ШАХТАХ И РУДНИКАХ

КОМБАЙН ОЧИСТНОЙ КДК400



Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов типа МКД80, МКД90, МКД90Т, МДМ, МКДД, МДТ, МДТР с конвейерами КСД26, КСД26В, СП26У, СПЦ26, КСД27, СП251, СПЦ163, СПЦ230, СПЦ271 в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 1,1-2,1 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.

Область применения комбайна по устойчивости кровли пласта и другим факторам определяется областью применения механизированных комплексов, в состав которых входит комбайн.

Основные параметры и размеры

Производительность в зависимости от сопротивляемости угля резанию, т/мин	7-11
Суммарная номинальная мощность электропривода, кВт, в том числе:	467,5
– привода исполнительных органов	2х200
– привода подачи	2х30
– привода насосной установки	7,5
Номинальное напряжение электропривода, В	1140
Диаметр исполнительного органа, мм	1000; 1120; 1250
Ширина захвата, мм	630; 800
Тип механизма подачи	БСП
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин	14
Максимальное тяговое усилие, кН	360 (2х180)
Основные размеры, мм, не более:	
– длина по осям исполнительных органов	7200
– минимальная высота корпуса в зоне крепи от опорной поверхности конвейера	770
Масса комбайна, кг, не более	21 500

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

КОМБАЙН ОЧИСТНОЙ КДК500 (КДК600)



Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов типа МКД90, МКД90Т, МКДД, МДТ, МДТР, МДТМ с конвейерами КСД26В, КСД27, КСД29, СП37, СПЦ230, СПЦ271, СП326, в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 1,35-3,2 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.

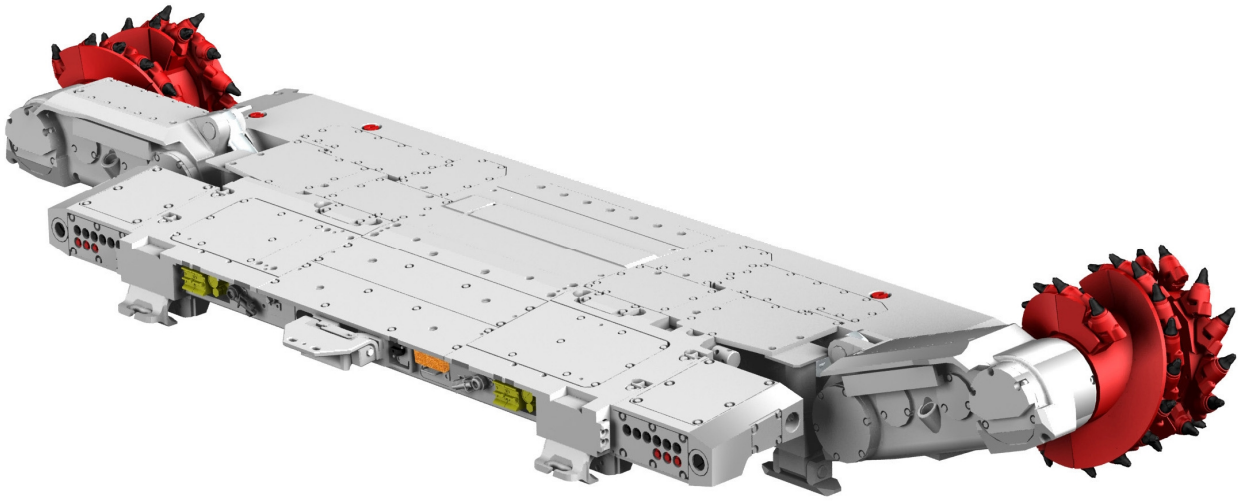
Область применения комбайна по устойчивости кровли пласта и другим факторам определяется областью применения механизированных комплексов, в состав которых входит комбайн.

Основные параметры и размеры

Производительность в зависимости от сопротивляемости угля резанию, т/мин	8-18
Суммарная номинальная мощность электропривода, кВт, в том числе:	597,5 (697,5)
– привода исполнительных органов	2х250 (2х300)
– привода подачи	2х45
– привода насосной установки	7,5
Номинальное напряжение электропривода, В	1140
Диаметр исполнительного органа, мм	1120; 1250; 1400; 1600; 1800
Ширина захвата, мм	630; 800
Тип механизма подачи	БСП
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин	20
Максимальное тяговое усилие, кН	450 (2х225)
Основные размеры, мм, не более:	
– длина по осям исполнительных органов	8620
– минимальная высота корпуса в зоне крепи от опорной поверхности конвейера	950; 1150
Масса комбайна, кг, не более	28000 (33500)

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

КОМБАЙН ОЧИСТНОЙ УКД200-250



Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов МКД80, МКД90, МКД90Т, МДМ, МДТ, МКДД, МДТР с конвейерами КСД26, СП26У, СП36, СПЦ26, СПЦ163, СП251, СП301М/90УЗ в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 0,85-1,3 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.

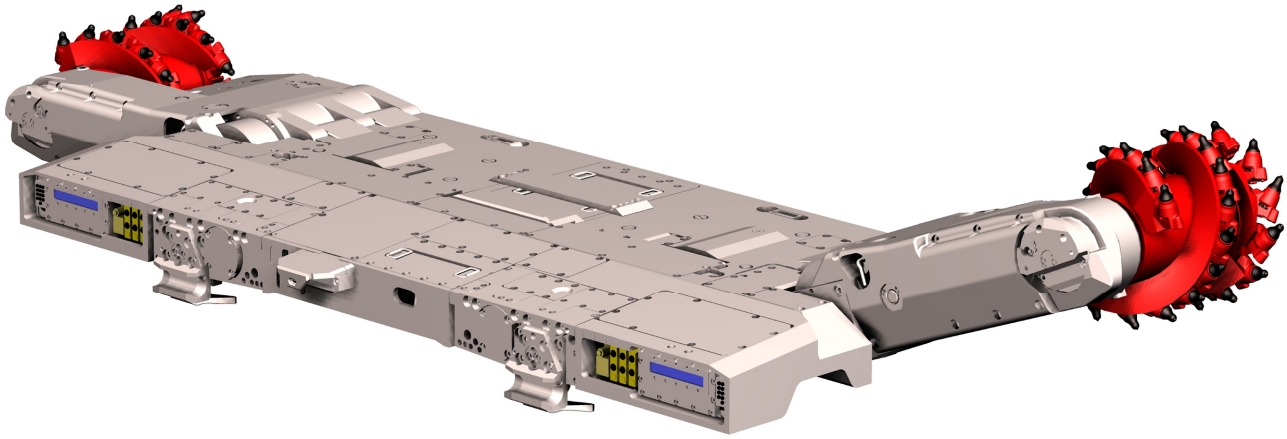
Область применения комбайна по устойчивости кровли пласта и другим факторам определяется областью применения механизированных комплексов, в состав которых входит комбайн.

Основные параметры и размеры

Производительность в зависимости от сопротивляемости угля резанию, т/мин	3,3-5,5
Суммарная номинальная мощность электропривода, кВт, в том числе:	330
– привода исполнительных органов	220
– привода подачи	110 (2х55)
Номинальное напряжение электропривода, В	660; 1140
Диаметр исполнительного органа, мм	800; 900; 1000
Ширина захвата, мм	630; 700; 800
Тип механизма подачи	ВСП (ВСПУ)
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин	5
Максимальное тяговое усилие, кН	200 (250)
Основные размеры, мм, не более:	
– длина по осям исполнительных органов	5870
– высота корпуса в зоне крепи от опорной поверхности конвейера	630
Масса комбайна, кг, не более	14800

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

КОМБАЙН ОЧИСТНОЙ УКД300



Предназначен для механизированной выемки угля в составе очистных комплексов МКД90, МКД90Т, МДМ, МКДД, МДТ, МДТР с конвейерами КСД26В, СП36 в очистных забоях пологих и наклонных пластов мощностью 0,85- 1,5 м, подвигающихся по простиранию с углами наклона до 35°, а также по восстанию и падению с углами до 10° при сопротивляемости угля резанию до 360 кН/м.

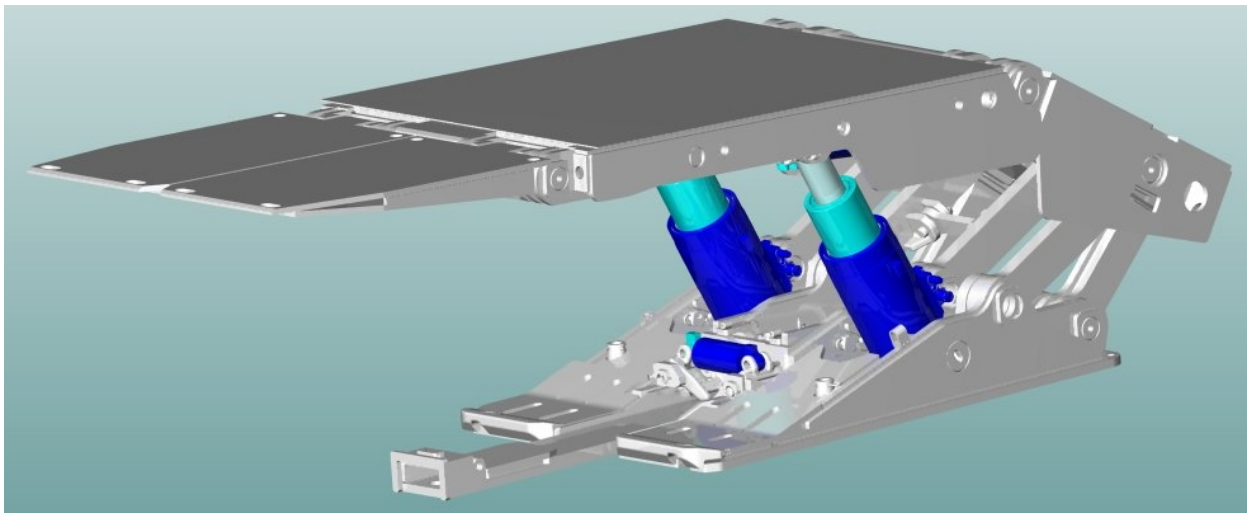
Область применения комбайна по устойчивости кровли пласта и другим факторам определяется областью применения механизированных комплексов, в состав которых входит комбайн.

Основные параметры и размеры

Производительность в зависимости от сопротивляемости угля резанию, т/мин	4,5-10
Суммарная номинальная мощность электропривода, кВт, в том числе:	420
– привода исполнительных органов	2х180
– привода подачи	2х30
Номинальное напряжение электропривода, В	1140
Диаметр исполнительного органа, мм	800; 900; 1000; 1120; 1250
Ширина захвата, мм	700
Тип механизма подачи	БСП
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин	12
Максимальное тяговое усилие, кН	300
Основные размеры, мм, не более:	
– длина по осям исполнительных органов	7440
– высота корпуса в зоне крепи от опорной поверхности конвейера	685-705
Масса комбайна, кг, не более	19000 – 21000

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

КРЕПЬ АГРЕГАТИРОВАННАЯ ЩИТОВАЯ ДВУХСТОЕЧНАЯ ДМ



Крепь механизированная ДМ поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации процессов поддержания и управления кровлей в призабойном пространстве лавы при отработке пологих и наклонных пластов в составе комплексов с комбайнами УКД300, УКД200/250, КБТ, КА80, КА200, 1К103М, 1К101У, 1К101УД, РКУ10 и конвейерами КСД26, КСД26В, СПЦ26, СП26, СП26У, СП36, СП37, СП250, СП251, СП301М/90УЗ, СПЦ163.

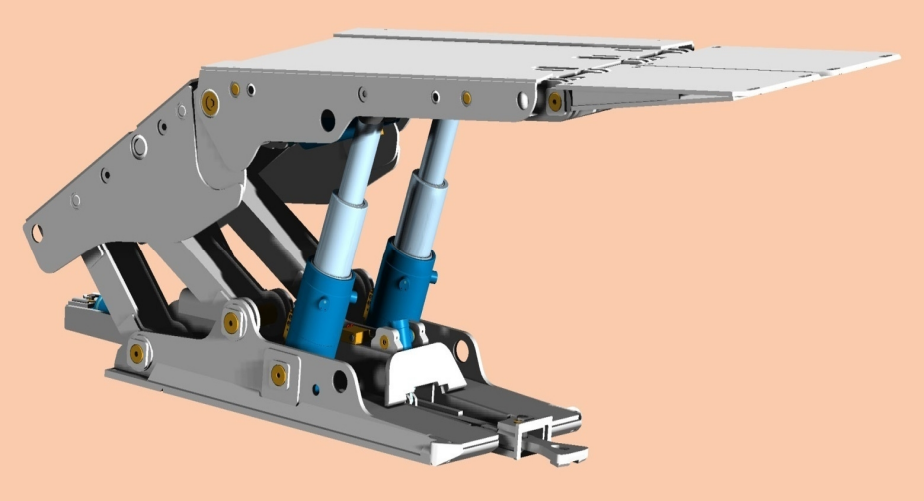
Область применения – пласты мощностью от 0,85 до 1,75 м (два типоразмера) с углами падения до 35° при работе по простиранию, до 10° по восстанию и падению с легкой кровлей по ГОСТ 28597-90 и сопротивлением почвы вдавливанию не менее 1,5 МПа при управлении кровлей полным обрушением в шахтах, опасных по газу и пыли до сверхкатегорийных включительно.

Основные параметры и размеры

Исполнение	ДМ	2ДМ
Мощность обслуживаемых пластов, м	0,85-1,5	0,95-1,75
Удельное сопротивление на 1м^2 поддерживаемой площади, кН/м^2	385-505	395-510
Сопротивление секции, кН	2100-2800	
Усилие при передвижке, кН:		
– секции	300	
– конвейера	180	
Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м:		
– при предварительном распоре	106-115	
– при жестком замыкании	300-400	
Шаг установки секций, м	1,5	
Шаг передвижки секции, м	0,63; 0,7; 0,8	
Габаритные размеры секции, мм:		
– высота min-max	610-1500	730-1750
– ширина	1440	
– длина, не более	4700	4800
Масса секции, кг	7450	7700

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ОАО «Дружковский машиностроительный завод»

КРЕПЬ АГРЕГАТИРОВАННАЯ ЩИТОВАЯ ДВУХСТОЕЧНАЯ КДД



Крепь механизированная КДД поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации процессов поддержания и управления кровлей при отработке пологих и наклонных пластов в составе комплексов с комбайнами КА80, КБТ, КА200, УКД300, УКД200/250, 1К101У, 1К101УД, КДК400, КДК500, КДК700, РКУ10, РКУ13, 1ГШ68, 2ГШ68Б, КШ1КГУ и конвейерами КСД26, КСД26В, КСД27, КСД29, СПЦ26, СП26У, СП36, СП37, СП250, СП251,СПЦ230, СПЦ271, СП301М/90, СП326.

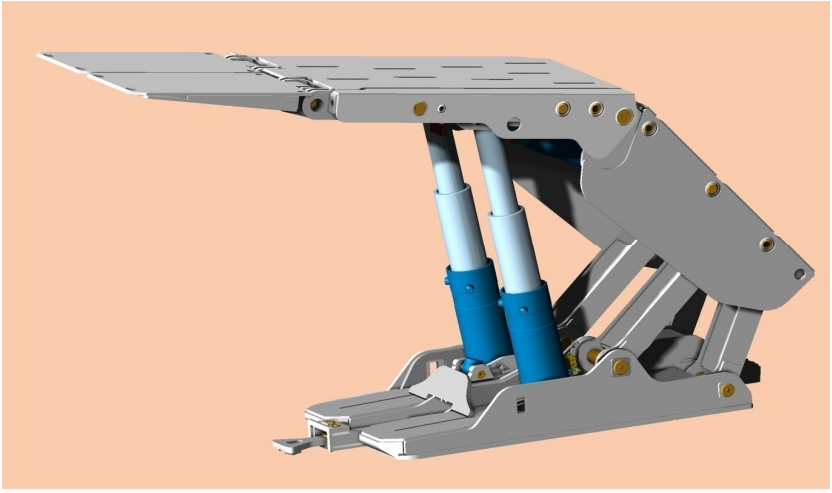
Область применения – пласты мощностью от 1,0 до 2,4 м (два типоразмера) с углами падения до 35° при работе по простиранию, до 10° по восстанию и падению с легкой кровлей по ГОСТ 28597-9090 и сопротивлением почвы вдавливанию не менее 1,5 МПа при управлении кровлей полным обрушением в шахтах, опасных по газу и пыли до сверхкатегорийных включительно.

Основные параметры и размеры

Исполнение	1КДД	2КДД
Мощность обслуживаемых пластов, м	1,0-1,6	1,35-2,4
Удельное сопротивление на 1 м^2 поддерживаемой площади, кН/м^2	450-515	530-570
Сопротивление секции, кН	2600-3010	2980-3300
Усилие при передвижке, кН:		
– секции	392	
– конвейера	230	
Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м:		
– при предварительном распоре	106-115	106-115
– при жестком замыкании	400-440	410-450
Шаг установки секций, м	1,5	
Шаг передвижки секций, м	0,63; 0,7; 0,8	
Габаритные размеры секции, мм:		
– высота min-max	740-1600	1115-2400
– ширина	1410	1410
– длина, не более	4840	5110
Масса секции, кг, не более	7900	8600

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ОАО «Дружковский машиностроительный завод»

КРЕПЬ АГРЕГАТИРОВАННАЯ ЩИТОВАЯ ДВУХСТОЕЧНАЯ ДТ



Крепь механизированная ДТ поддерживающе-оградительного типа предназначена для механизации процессов поддержания и управления кровлей в призабойном пространстве лавы при отработке пологих и наклонных пластов в составе комплексов с комбайнами УКД300, УКД200/250, КДК400, КДК500, РКУ10, РКУ13, 1ГШ68, 2ГШ68Б, КДК700 КШ1КГУ и конвейерами КСД26, КСД26В, КСД27, СП37, КСД29, СПЦ26, СП26, СП26У, СП36, СП250, СП251, СПЦ271, СПЦ230, СП301М/90, СП326.

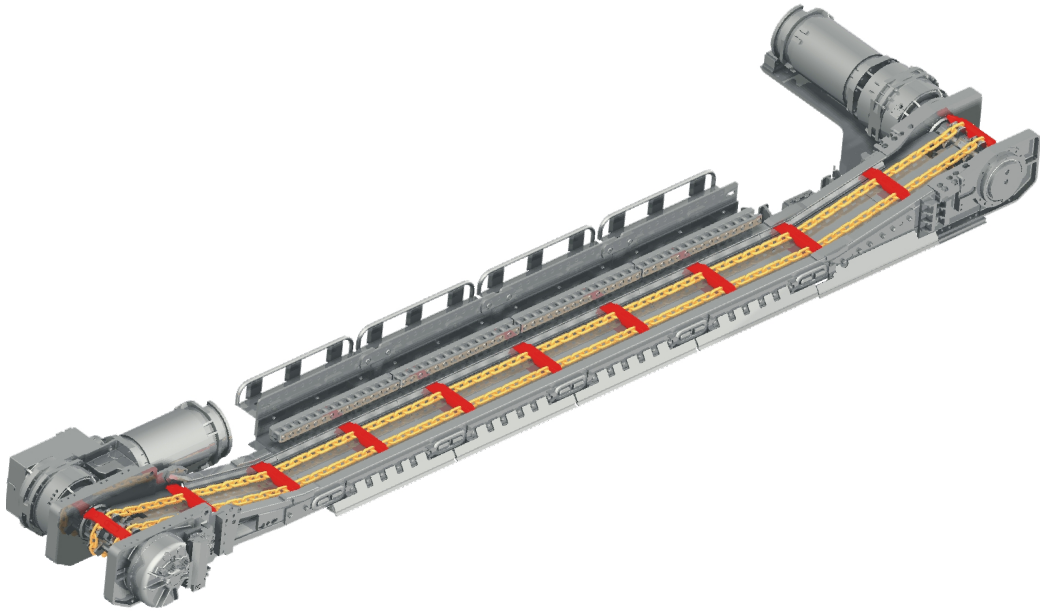
Областью применения крепи являются пласты мощностью от 0,95 до 2,5 м (три типоразмера) с углами падения до 35° при работе по простиранию, до 10° по восстанию и падению с тяжелой кровлей по ГОСТ 28597-90 и сопротивлением почвы вдавливанию не менее 2,0 МПа при управлении кровлей полным обрушением в шахтах, опасных по газу и пыли до сверхкатегорийных включительно.

Основные параметры и размеры

Исполнение	ДТ	1ДТ	2ДТ
Мощность обслуживаемых пластов, м	0,95-1,5	1,1-1,8	1,45-2,5
Удельное сопротивление на 1 м^2 поддерживаемой площади, кН/м^2	550-770	705-800	730-840
Сопротивление секции, кН	2800-4300	3800-4500	4000-4800
Усилие при передвижке, кН:			
– секции		392	
– конвейера		230	
Удельное сопротивление на конце передней консоли перекрытия, кН/м:			
– при предварительном распоре	110-130	130-140	135-150
– при жестком замыкании	490-630	520-670	600-690
Шаг установки секций, м		1,5	
Шаг передвижки секций, м		0,63; 0,7; 0,8	
Габаритные размеры секции, мм:			
– высота min-max	720-1520	880-1800	1175-2500
– ширина	1440	1440	1440
– длина, не более	5030	5050	5190
Масса секции, кг, не более	8800	9600	10100

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ОАО «Дружковский машиностроительный завод»

КОНВЕЙЕР СКРЕБКОВЫЙ КСД27



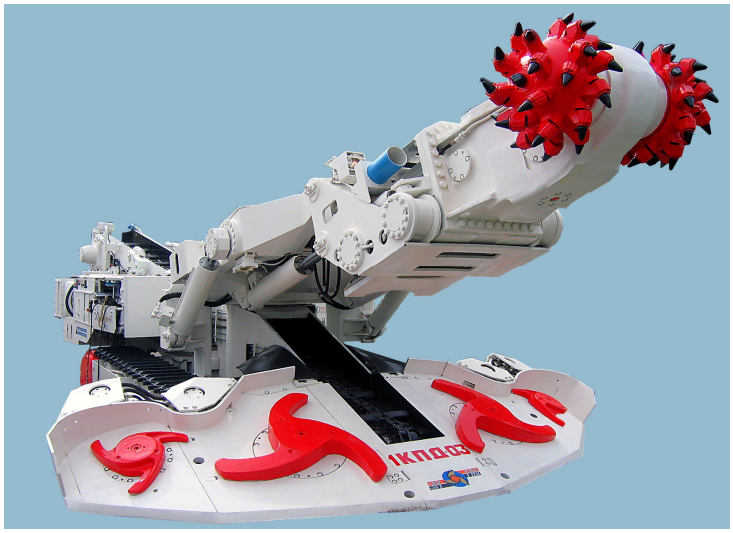
Предназначен для работы в составе механизированных комплексов по доставке угля, горючего сланца или калийных руд из очистных забоев при отработке пологих и наклонных пластов, подвигающихся по простиранию до 35º, по падению или восстанию пласта до 10º в шахтах любой категории опасности по газу и пыли.

Основные параметры и размеры

Тип механизированной крепи	КД90; КД90Т; КДД; ДТ; ДТР; ДТМ
Тип комбайна	1ГШ68; 2ГШ68Б; РКУ10; РКУ13; 1КШЭ; КДК400; КДК500; КДК700
Производительность максимальная, т/мин	14, 19
Длина конвейера в поставке, м	до 350
Энерговооруженность, кВт	2(3,4)х160; 2(3,4)х200; 2(3,4)х55/160; 2(3,4)х65/200; 2(3)х85/250
Напряжение питания, В	660, 1140
Скорость движения тягового органа, м/с:	
– при односкоростном двигателе	1,1
– при двухскоростном двигателе	
рабочая	1,1
маневровая	0,36
Тяговый орган:	
– количество и расположение цепей	2, центральное
– калибр цепи, мм	30х108-С, D
– расстояние между осями цепей, мм	160, 220, 280
Рештачный став, мм:	
– высота рештака по боковинам	255
– длина рештака по боковинам	1500
– ширина рештака по боковинам	754

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовители – ОАО «Дружковский машиностроительный завод»
ОАО «Донецкгормаш»

КОМБАЙН ПРОХОДЧЕСКИЙ КПД



Предназначен для разрушения горного массива, уборки и транспортировки разрушенной горной массы при проходке подготовительных выработок арочной, трапециевидной и прямоугольной формы сечением от 11 до 35 м^2 с углом наклона ±12^0 по углю и смешанному забою с максимальным пределом прочности разрушаемых пород до 100 МПа и абразивностью пород до 15 мг в шахтах, опасных по газу (метану) и пыли.

Основные параметры и размеры

Тип исполнительного органа	Стреловидный, телескопический с поперечно-осевыми или продольно-осевой коронками
Производительность, м^3/мин	0,3 – 1,7 (2,1)*
Размах стрелы исполнительного органа мм:	
– по ширине	7000
– по высоте	5200
Габаритные размеры, мм:	
– ширина по гусеницам	2650
– ширина по питателю/с уширителями	3200/4800
- высота	1900
– длина	11000
Суммарная номинальная мощность электродвигателей, кВт	210 (232)*
Номинальная мощность электродвигателя исполнительного органа, кВт	75**, 90**, 110, 132
Номинальные параметры питающей сети:	
– напряжение, В	660/1140
– частота тока, Гц	50
Тип управления	Ручное, дистанционное, радио
Масса комбайна, т	41

* В скобках указаны параметры для исполнения с электродвигателем исполнительного органа 132 кВт.

** С частотой вращения 1000 об/мин.

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»

Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

МАШИНА ПОДДИРОЧНАЯ МПР



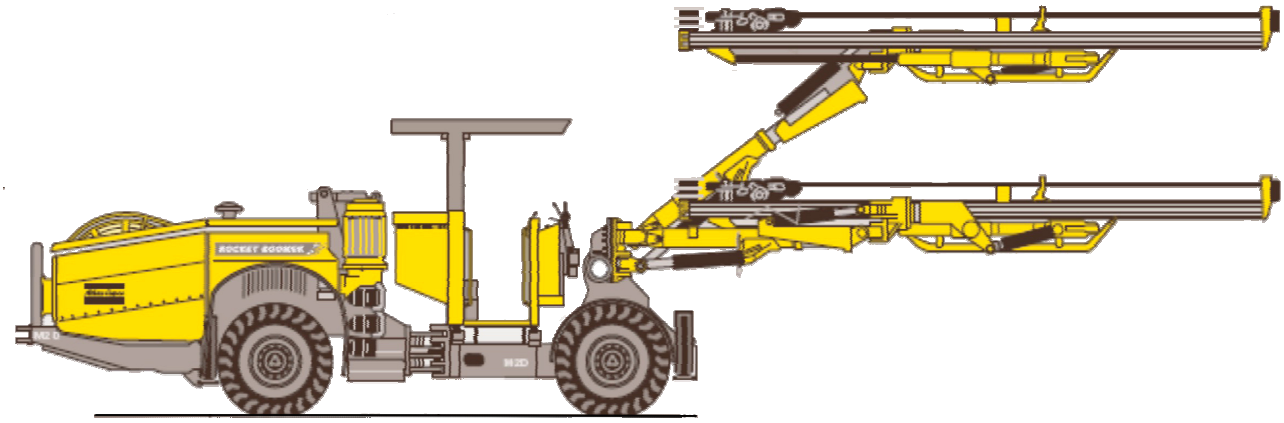
Предназначена для механизации процессов поддирки и погрузки горной массы при восстановлении сечения горизонтальных и наклонных (± 12°) горных выработок с максимальным пределом прочности разрушаемых пород до 70 МПа и абразивностью до 15 мг в шахтах, опасных по газу и пыли. Машина может использоваться для проведения нарезных выработок при мощности пласта 1,4 – 3,5 м.

Основные параметры и размеры

Тип исполнительного органа	Стреловидный, телескопический поворотный с поперечно-осевыми коронками
Производительность, $м^3$/мин	0,23-0,68
Размах стрелы, мм:	
– по ширине	5400
– по высоте	3500
Габаритные размеры, мм:	
– ширина по гусеницам	1350
– высота	1200
– длина с перегружателем	10500
Суммарная номинальная мощность электродвигателей, кВт	110
Номинальная мощность электродвигателя исполнительного органа, кВт	55
Масса, т	23

Разработчик – ГП «Донгипроуглемаш»
Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

ШАХТНАЯ БУРИЛЬНАЯ УСТАНОВКА BOOMER M2D



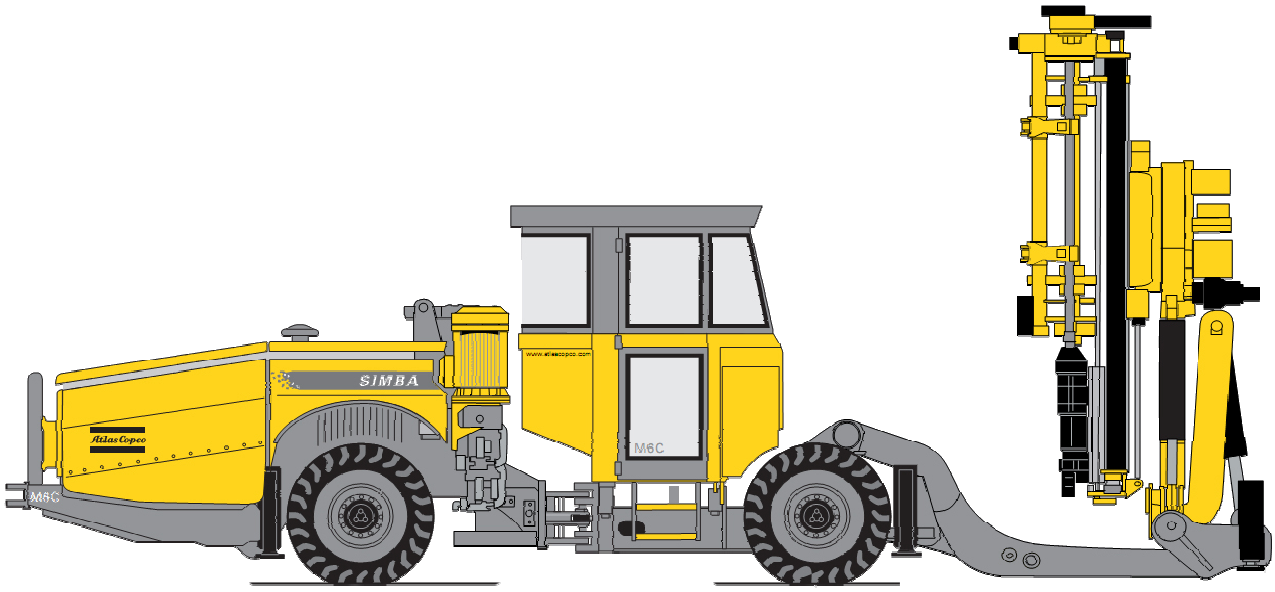
Шахтная бурильная установка Boomer M2D предназначена для бурения шпуров при проведении горных выработок поперечным сечением до 53 м² и ведения очистных работ. Буровая установка имеет прямую систему управления процессом бурения, которая включает в себя регулирование вращением, давлением и силой подачи.

Основные параметры и размеры

Зона бурения (высота×ширина), м	6,76×9,125
Коэффициент крепости буримых пород, *f*	до 20
Глубина бурения шпуров, м	до 5
Число бурильных машин	2
Тип бурильной машины	COP 1838
Тип ходовой части	пневмошинный
длина, м	13,53
ширина, м	2,21
высота, м	2,265…2,96
Масса, т	19,6

Изготовитель – корпорация «Atlas Copco» (Швеция)

БУРОВОЙ СТАНОК
SIMBA M6 C



Компьютеризированный гидравлический буровой станок Simba M6 C предназначен для бурения глубоких скважин, диаметром 51…89 мм и глубиной до 51 м, в породах и рудах с коэффициентом крепости $f \leq 20$ по шкале проф. М.М. Протодъяконова.

Основные параметры и размеры

Диаметр скважины, мм	51…89
Глубина бурения, м	до 51
Бурильная машина	COP 1838
Установленная мощность электродвигателей, кВт	55
Минимальные размеры выработки, м	8,52×5,65
Длина, м	10,5
Ширина, м	2,21
Высота, м	3,2
Масса, кг	20900

Изготовитель – корпорация «Atlas Copco» (Швеция)

КОМБАЙН ДЛЯ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩИХ ROBBINS 123RM



Комбайн Robbins 123RM предназначен для бурения восстающих выработок очень большого сечения. Проходка восстающих выработок осуществляется путем бурения передовой скважины сверху вниз до выхода на нижележащий горизонт и разбуривания выработки на полное сечение снизу вверх.

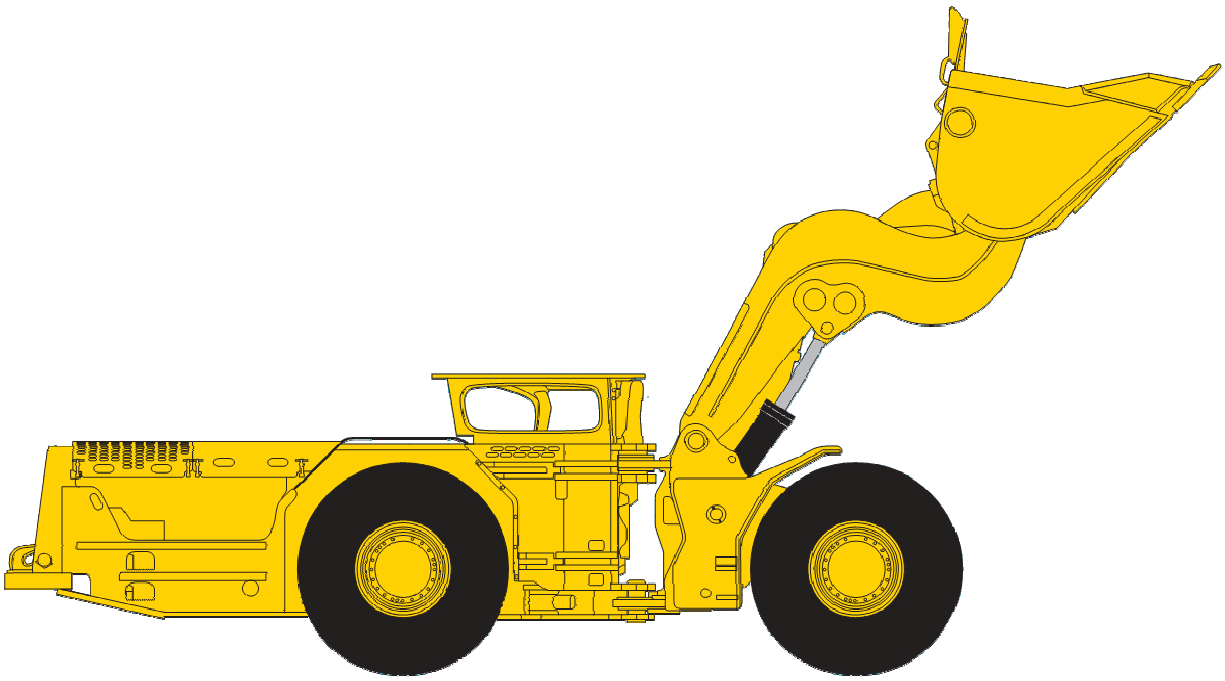
Основные параметры и размеры

Диаметр буровой выработки, м	3,1…6,0
Глубина бурения, м	920
Диаметр передовой скважины, мм	349
Установленная мощность, кВт	448
Длина, м	2,5
Ширина, м	2,2
Высота, м	3,9
Масса, т	25,4

Изготовитель – корпорация «Atlas Copco» (Швеция)

ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНАЯ МАШИНА

ST1520



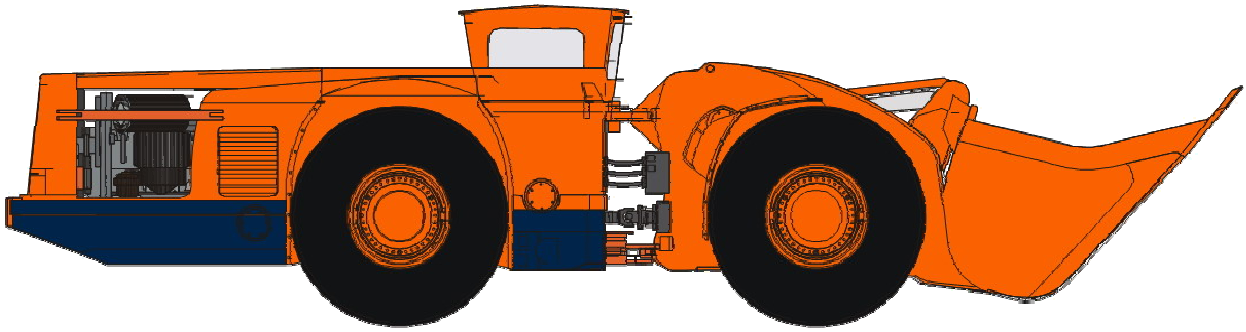
Погрузочно-доставочная машина с дизельным приводом ST1520 предназначена для погрузки, транспортировки и разгрузки разрушенной горной массы. Машина применяется для проходки горных выработок и очистной выемки.

Основные параметры и размеры

Грузоподъемность, т	15
Вместимость ковша, м^3	7,5
Высота разгрузки, м	4,13
Длина, м	11,32
Ширина, м	2,92
Высота, м	2,65
Масса, т	41,3

Изготовитель – корпорация «Atlas Copco» (Швеция)

ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНАЯ МАШИНА TORO 0011



Погрузочно-доставочная машина TORO 0011 предназначена для погрузки, транспортировки и разгрузки разрушенной горной массы при проведении горных выработок и очистной выемки. Машина выпускается с дизельным приводом.

Основные параметры и размеры

Грузоподъемность, т	21
Вместимость ковша, $м^3$	10,7
Длина, м	11,855
Ширина, м	3,253
Высота, м	2,99
Масса, т	56,8

Изготовитель – корпорация «Sandvik Tamrock» (Финляндия)

ШАХТНЫЙ АВТОСАМОСВАЛ

MT5010



Шахтный автосамосвал с дизельным приводом MT5010 предназначен для транспортирования горной массы при проведении горных выработок и ведении очистных работ.

Основные параметры и размеры

Грузоподъемность, т	50
Вместимость кузова, $м^3$	23,1
Длина, м	11,22
Ширина, м	3,20
Высота, м	3,15
Масса, т	42

Изготовитель – корпорация «Atlas Copco» (Швеция)

КОМБАЙНЫ ДЛЯ ДОБЫЧИ РУД
КДР-5 и КДР-6



Комбайны для добычи руд КДР-5 и КДР-6 предназначены для механизированной отбойки и погрузки горной массы при ведении очистной выемки в условиях шахт, месторождения марганцевых руд, в выработках с углом наклона ± 10° и других месторождениях со сходными геологическими условиями.

Основные параметры и размеры

Исполнение	КДР-5	КДР-6
Производительность техническая, м³/мин	1,17	1,25
Захват рабочего органа по ширине, м	3,7	3,75
Захват рабочего органа по высоте, м	3,05	3,10
Установленная мощность, номинальная, кВт	73,5	75,5
Длина, м	5,5	5,5
Ширина, м	1,3	1,3
Высота, м	1,4	1,4
Масса, т	7,1	7,5

Изготовитель – Марганецкий ремонтно-механический завод (Украина)

САМОХОДНАЯ ГОРНО-ШАХТНАЯ ЗАРЯДНО-СМЕСИТЕЛЬНАЯ МАШИНА ДЛЯ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ CHARMEC 6605B



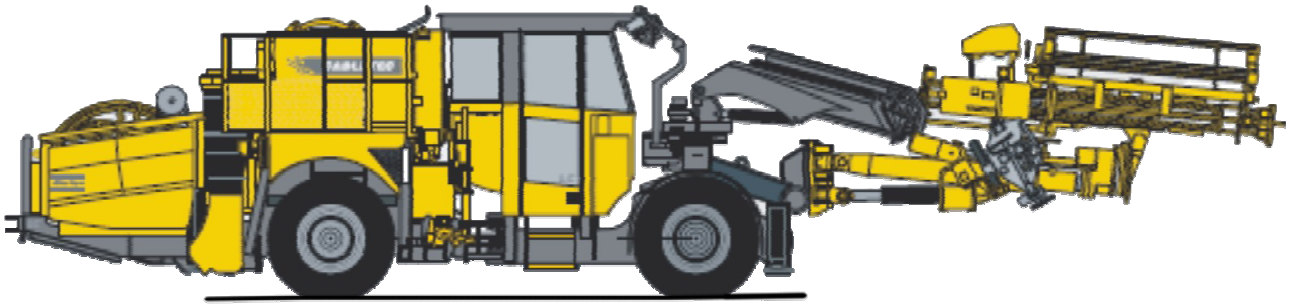
Зарядно-смесительная машина Charmec 6605B предназначена для автоматизированной зарядки современными эмульсионными ВВ. Машина применяется для зарядки, как шпуров, так и скважин.

Основные параметры и размеры

Привод	дизельный
Грузоподъемность, кг	500
Длина зарядного шланга, м	30
Длина, м	8,35
Ширина, м	2,3
Высота, м	2,1
Масса, т	9

Изготовитель – корпорация «Normet Group» (Финляндия)

УСТАНОВКА ДЛЯ КРЕПЛЕНИЯ ТРОСОВЫМИ АНКЕРАМИ CABLETEC LC



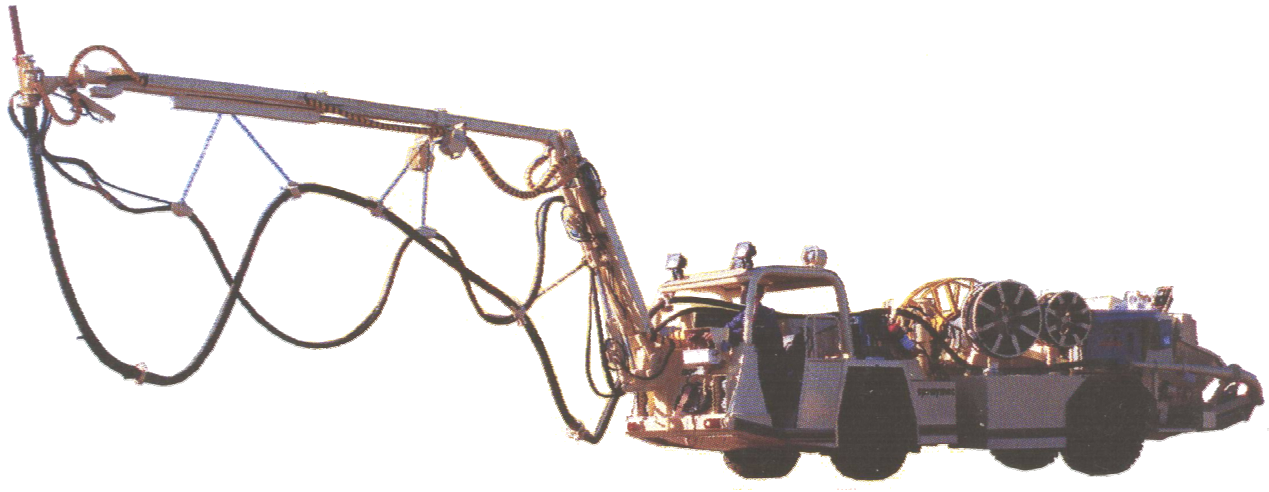
Установка для крепления тросовыми анкерами Cabletec LC предназначена для крепления горных выработок тросовыми анкерами. Система управления буровой установки – дистанционное с диалоговым управлением оператора. Системы бурения – автоматическая с функцией автоматического забуривания.

Основные параметры и размеры

Перфоратор	COP 1838 или COP 1638
Длина тросовых анкеров, м	1,2, 1,5 и 1,8
Диаметр тросовых анкеров, мм	29…40
Максимальная мощность, кВт	105

Изготовитель – корпорация «Atlas Copco» (Швеция)

САМОХОДНАЯ МАШИНА SPRAYMEC 6050W



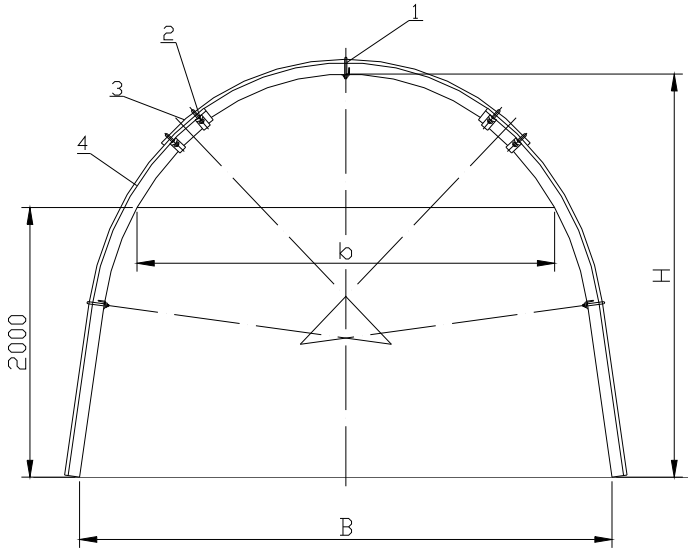
Самоходная машина Spraymec 6050W предназначена для возведения набрызг-бетонного крепления в горных выработках. Машина имеет пневмошинный ход с дизельным приводом. Гидравлическая телескопическая стрела предназначена для механизации торкретирования. Стрела имеет складывающуюся конструкцию, что обеспечивает малые размеры стрелы при транспортировании. Манипулирование стрелой производится с помощью пульта управления, оснащенного двумя рычагами, которыми осуществляется управление всеми функциями стрелы и цемент-пушки.

Основные параметры и размеры

Производительность бетононасоса, $м^3$/ч	4…19
Производительность насоса ускорителя, л/мин	1…20
Объем бака ускорителя, л	350
Длина электрического кабеля, м	50
Угол поворота стрелы	270º
Вращение сопла пушки	360º
Длина, мм	9990
Ширина, мм	1990
Высота, мм	2330
Масса, т	11

Изготовитель – корпорация «Normet Group» (Финляндия)

КРЕПЬ КШПУ-М (шатровая)



1-стяжка; 2- замок; 3-верхняк; 4-стойка.

Крепь КШПУ-М (крепь шатровая, податливая, удлиненная, модернизированная) – воплощение научных знаний, инженерного расчета и достижений шахтерской практики. Во всех случаях, когда принято решение о применении крепи с открытой почвой, крепь КШПУ-М обеспечит самое экономичное и безопасное поддержание горных выработок.

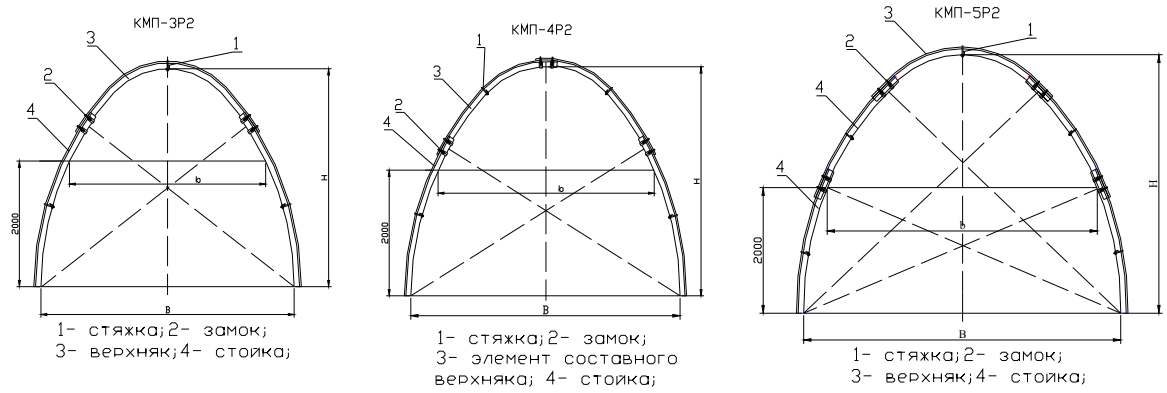
Разработанный типовой ряд крепи, включающий сечения 9,5-10,5-11,1-11,7-12,1-13,7-14,4-15,1-17,7-20,3 м^2 отличается от известных арочных крепей увеличением высоты за счет удлинения прямолинейной части стоек крепи, что обеспечивает компенсацию пучения пород; наклоном стоек крепи по углом 80-82^0 к плоскости почвы выработки для повышения ее отпора боковому давлению пород; уменьшением длины и радиуса верхняка с целью уменьшения верхнего пролета и повышения отпора давлению со стороны пород кровли; рациональным отношением радиусов стойки и верхняка, при котором обеспечивается самозапирание крепи.

Основные параметры и размеры

Сечение в свету, м^2	B, мм	b, мм	H, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/арку	Предельная несущая способность, кН/арку	Тип спецпрофиля	Масса спецпрофиля рамы, кг
6,5	3204	2150	2553	477	780	СВП 27	216
7,9	3669	2626	2746	329	670	СВП 27	230
9,1	3848	3020	2985	313	638	СВП 27	250
9,5	3868	3046	2996	260	380	СВП 19	174
	3873	3037	2990		443	СВП 22	198
10,5	4020	3294	3318	230	397	СВП 19	183
	4028	3288	3313		451	СВП 22	209
11,1	4462	3540	3050	250	404	СВП 22	209
	4464	3523	3043	270	550	СВП 27	257
11,7	4304	3552	3403	250	421	СВП 22	220
	4314	3542	3396		589	СВП 27	271
12,1	4400	3558	3379	244	403	СВП 22	220
	4407	3546	3370		564	СВП 27	271
13,7	4928	4235	3438	250	395	СВП 22	232
	4931	4220	3430	270	540	СВП 27	284
	4936	4205	3421	300	700	СВП 33	352
14,4	4644	4000	3812	249	560	СВП 27	298
	4657	3993	3803		670	СВП 33	369
15,1	5217	4393	3667	268	490	СВП 27	298
	5223	4382	3658		586	СВП 33	369
17,7	5335	4631	4103	268	490	СВП 27	325
	5345	4624	4093		586	СВП 33	402
20,3	5697	5142	4473	270	470	СВП 27	352
	5707	5137	4464	300	630	СВП 33	436

Разработчик – Западно-Донбасский НПЦ «Геомеханика»

КРЕПЬ КМП-А3(А4)Р2 (овоидная)



Разработанная конструкция крепи позволила практически без изменения веса комплекта увеличить несущую способность верхняка («критический элемент») примерно в 2,7 раза за счет увеличения кривизны и уменьшения пролета, увеличить податливость до 700 мм для КМП-А3Р2, до 1000 мм для КМП-А4Р2. За счет двухрадиусного исполнения верхняка и установки в главных узлах податливости дополнительных замковых соединений (типа АП3.070.) с одновременным увеличением нахлестки до 600 мм, была повышена примерно в 2 раза величина рабочего сопротивления. Повышенная конструктивная податливость обеспечивалась за счет того, что сопрягались сегменты с одинаковой длиной и уменьшенной кривизной. Опыт, полученный при применении новой крепи показал, что главная цель в основном достигнута – необходимость перекрепления удалось исключить.

Основные параметры и размеры

Тип крепи	Сечение рамы в свету, м2	B, мм	H, мм	b, мм	Рабочее сопротивление крепи, кН/раму	Предельная несущая способность, кН/раму	Тип СВП	Масса спецпрофиля рамы, кг
КМП- А3Р2	6,6	3395	2538	1962	783	990	СВП27	216
	7,7	3665	2790	2310	652	979	СВП27	230
	10,2	4080	3306	3056	588	882	СВП27	260
	11,4	4355	3474	3382	380	570	СВП-22	220
		4340	3470	3363	553	830	СВП-27	270
	12,4	4540	3615	3720	520	780	СВП-27	285
	13,3	4700	3666	3806	497	745	СВП-27	285
		4685	3656	3788	653	980	СВП-33	352
	14,1	4835	3793	3969	480	720	СВП-27	296
		4825	3788	3953	627	940	СВП-33	366
	15,5	5065	4007	4242	447	670	СВП-27	312
		5055	4002	4230	593	890	СВП-33	386
	16,1	5160	4095	4353	420	630	СВП-27	323
		5145	4036	4294	573	860	СВП-33	386
	18,0	5470	4380	4713	420	630	СВП-27	339
		5470	4366	4713	573	860	СВП-33	419
КМП - А4Р2	15,9	5130	4005	4287	457	640	СВП-27	326
		5160	3988	4279	610	870	СВП-33	402
	18,0	5470	4364	4713	450	630	СВП-27	353
		5470	4350	4713	610	860	СВП-33	436
КМП - А5Р2	17,1	5437	4115	4230	395	592	СВП-27	349
		5437	4115	4230	573	818	СВП-33	432
	18,9	5822	4289	4597	418	586	СВП-27	363
		5822	4289	4597	533	799	СВП-33	449
	22,3	6319	4658	5160	387	542	СВП-27	390
		6319	4658	5160	493	739	СВП-33	482

Разработчик – Западно-Донбасский НПЦ «Геомеханика»

КРЕПЬ КЦЛО (циркульно-линейная)

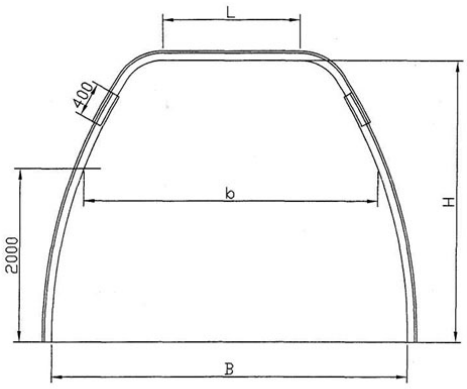


Рис. 1

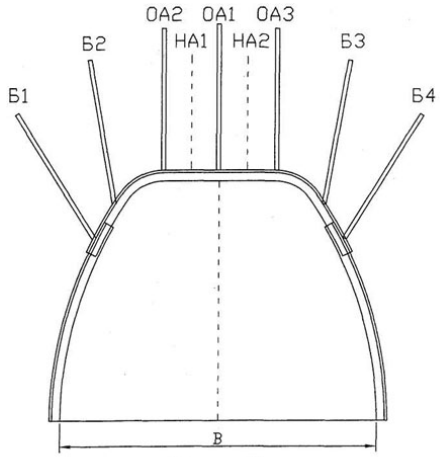


Рис. 2

Новая крепь КЦЛО позволяет производить комбинированное крепление горной выработки рамной и анкерной крепью. Крепь представляет собой раму с плоско-изогнутым верхняком и наклонными радиально-изогнутыми стойками (рис. 1). Разработано 14 типоразмеров крепи КЦЛО в том числе 9 типоразмеров – трехэлементная и 5 типоразмеров – четырехэлементная. Формируемый при этом контур выработки- плоская кровля с наклонно-овоидными боками, позволяет при такой конструкции крепи более рационально и эффективно возводить анкерные системы в кровле (рис. 2), что создаст принципиально новую комбинированную рамно-анкерную крепь.

Основные параметры и размеры

Наименование крепи	H, мм	B, мм	b, мм	L, мм	Тип СВП	Масса спецпрофиля рамы, кг
3 элементная						
КЦЛО-7,0	2419	3406	2376	1300	СВП-22	176
					СВП-27	217
КЦЛО-8,6	2794	3702	2746	1300	СВП-22	195
					СВП-27	240
КЦЛО-9,5	2969	3849	2940	1300	СВП-22	203
					СВП-27	250
КЦЛО-11,2	3225	4124	3397	1600	СВП-22	220
					СВП-27	272
КЦЛО-12,4	3391	4403	3653	1600	СВП-22	230
					СВП-27	282
КЦЛО-13,1	3329	4679	3872	1900	СВП-22	232
					СВП-27	285
КЦЛО-15,6	3812	4923	4269	1900	СВП-22	255
					СВП-27	312
КЦЛО-18,0	4060	5427	4730	1900	СВП-22	268
					СВП-27	329
КЦЛО-19,1	4262	5427	4866	1900	СВП-22	277
					СВП-27	340
4 элементная						
КЦЛО-13,3	3391	4663	3902	1850	СВП-22	249
					СВП-27	304
КЦЛО-14,6	3391	5063	4302	2250	СВП-22	257
					СВП-27	315
КЦЛО-16,0	3391	5463	4702	2650	СВП-22	266
					СВП-27	325
КЦЛО-17,3	3391	5863	5102	3050	СВП-22	274
					СВП-27	336
КЦЛО-18,0	3391	6063	5302	3250	СВП-22	274
					СВП-27	336

Разработчик – Западно-Донбасский НПЦ «Геомеханика»

ШКОЛА ПІДЗЕМНОЇ РОЗРОБКИ

ІІ Міжнародна науково-практична конференція

Збірник наукових праць

Підписано до друку .28.08.08. Формат 70х100 1/16
Папір офсет. Друк офсетний. Умов. друк. арк. 23,5
Обл.-вид. арк. 376. Тираж 100 прим. Замовлення №4083.

Підготовлено до друку в Національному гірничому університеті
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру: серія ДК №1842

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19