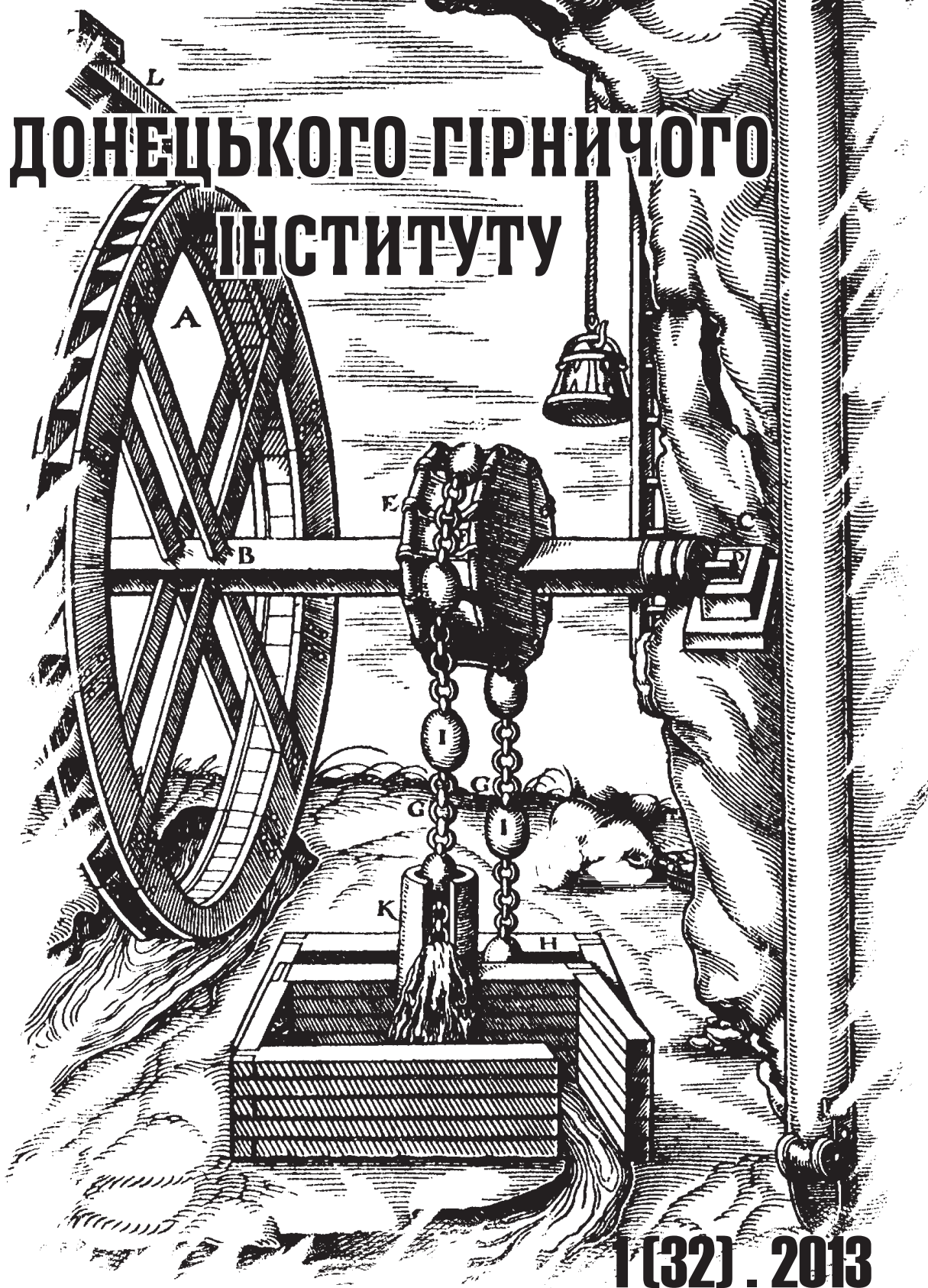


ВІСТІ

ISSN 1999-981X

ДОНЕЦЬКОГО ГІРНИЧОГО ІНСТИТУТУ



1 (32). 2013

Присвячується 90-річчю Гірничого факультету ДонНТУ

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ,
МОЛОДІ ТА СПОРТУ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



Присвячується **90** річчю Гірничого факультету
ДонНТУ

ВІСТІ

ДОНЕЦЬКОГО ГІРНИЧОГО ІНСТИТУТУ

Всеукраїнський науково-технічний

журнал гірничого профілю

Виходить 2 рази на рік

Засновано у липні 1995 року

1(32)2013

ДОНЕЦЬК – 2013

УДК 622

Друкується за рішенням Вченої ради державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет» (протокол № 3 від 22.03.2013).

В журналі публікуються наукові статті з питань підземної розробки: геомеханіки, гірського тиску, стійкості виробок, технології проведення підготовчих виробок, проходки вертикальних стволів, буріння гірських порід; проектування гірничого обладнання; комплексу робіт при ліквідації шахт; обґрунтування та рішення техніко-економічних проблем.

Журнал розрахований на наукових співробітників, інженерно-технічних робітників шахт, проектних організацій, навчальних та науково-дослідних інститутів гірничого напрямку.

Засновник та видавець - Донецький національний технічний університет

Редакційна колегія: Башков Є.О., д-р техн. наук, проф.(головний редактор); Александров С.М., д-р техн. наук, проф. (заст. головного редактора); Булгаков Ю.Ф., д-р техн. наук, проф. (заст. головного редактора); Подкопаєв С.В., д-р техн. наук, проф. (відповідальний секретар); Шашенко О.М., д-р техн. наук, проф.; Усаченко Б.М., д-р техн. наук, проф.; Касьян М.М., д-р техн. наук, проф.; Грищенко М.М., д-р техн. наук, проф.; Садовенко І.О., д-р техн. наук, проф.; Борщевський С.В., д-р техн. наук, проф.; Костенко В.К., д-р техн. наук, проф.; Мартякова О.В., д-р екон. наук, проф.; Агафонов О.В., д-р техн. наук, проф.; Саммаль А.С., д-р техн. наук, проф.; Прокопов А.Ю., д-р техн. наук, доц.

Адреса редакційної колегії: Україна, 83001, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДВНЗ «ДонНТУ», 9-й учбовий корпус. Тел.: (062) 301-09-05.

Журнал зареєстрований в Державному комітеті інформаційної політики, телебачення та радіомовлення України. Свідоцтво: серія КВ, №7378 від 03.06.2003.

Журнал включено до переліку наукових фахових видань України, в яких можуть публікуватися результати дисертаційних робіт на здобуття наукових ступенів доктора і кандидата наук (додаток до постанови президії ВАК України №1-05/1 від 10. 02. 2010, надруковано в бюлетені ВАК №3, 2010).

ISSN 1999-981X

© ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», 2013

УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ!



Совсем недавно Донецкий Национальный Технический Университет широко отмечал свой 90-летний Юбилей.

С первых дней создания в угольном Донбассе нашего вуза была развернута подготовка инженеров и, прежде всего, инженеров-горняков. Несмотря на название «техникум», это было высшее учебное заведение, в нем существовали Высшие Инженерные Курсы-ВИК, где и готовили инженеров-угольщиков высшей квалификации. Это был костяк и основа развития Донбасса на много десятилетий вперед.

А ровно 90 лет назад, в сентябре 1923 года был подписан приказ, зафиксировавший в истории нашего вуза, пусть и формальное (фактически-то он уже действовал), создание и формирование нашего Горного Факультета.

Наступила новая эра, эпоха деканов, зачетов, сессий и прочих вещей, без которых и сегодня немислима студенческая жизнь.

От первого декана профессора В.И. Белова до декана сегодняшнего наш факультет был и остается одним из основных факультетов нашего вуза. Как бы не менялось имя нашего вуза: ДИИ, ДПИ, ДонГТУ, ДонНТУ, наш Горный Факультет всегда был одним из основополагающих в формировании истории вуза, основателем, хранителем и преумножателем славных традиций нашего Университета.

Более 14000 человек связали свою судьбу с Горным Факультетом. Кто-то обрел там нужную, востребованную специальность и ушел на производство, кто-то посвятил всю свою жизнь подготовке новых поколений горных инженеров в нашем вузе. Трудно сказать, сколько среди выпускников нашего горного факультета кандидатов и докторов наук. Горная наука-вещь во многом прикладная и она не состоялась бы без связи практиков и теоретиков, без внедрения результатов ее на шахтах, без экспериментов в лабораториях и непосредственно под землей. Взаимно обогащающая связь науки с производством - вот цель, которой мы старались следовать все годы нашего существования.

Уважаемые читатели!

Сегодня Вы держите в руках очередной сборник научных трудов, сборник, приуроченный к 90-летию Горного Факультета. Среди авторов и маститые ветераны, и вчерашние аспиранты, выпускники нашего вуза и гости из других вузов и стран, с которыми нас связывает долгое и плодотворное научное сотрудничество. Только совместными усилиями мы будем способны решать проблемы, стоящие перед угледобывающей отраслью нашей страны, только вместе мы сможем эти проблемы успешно решить.

Декан горного факультета
доктор технических наук
профессор

С.В. Подкопаев

УДК 622.807.4

С.Н. АЛЕКСАНДРОВ (д-р техн. наук, проф.)

Ю.И. БЕРЧАК (студ.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ОПЫТ БОРЬБЫ С УГОЛЬНОЙ ПЫЛЬЮ НА ШАХТЕ ИМЕНИ ДЗЕРЖИНСКОГО, ГП «ДЗЕРЖИНСКУГОЛЬ»

На шахтах Центрального района Донбасса, разрабатывающих крутые пласты, наиболее эффективным и прогрессивным способом борьбы с пылью является предварительное увлажнение угольного массива. Опыт применения способа показал, что существующие схемы увлажнения имеют существенные недостатки. В связи с этим, в статье рассматриваются технологически возможные способы нагнетания воды в пласт с целью борьбы с пылеобразованием, обеспечивающие достаточно равномерное увлажнение угольного массива.

Ключевые слова: угольная пыль, крутое падение, короткие скважины, восстающие скважины, нагнетание, «точечный» источник нагнетания.

Угольная промышленность является отраслью с наиболее тяжелыми, вредными и опасными условиями труда. Одним из таких факторов является угольная и углепородная пыль. Содержание пыли во взвешенном состоянии во время выемки угля в очистных и подготовительных выработках превышает предельно-допустимые нормы в десятки и сотни раз. Пыль попадает в организм человека, растворяясь в слюне или осаждаясь на слизистых оболочках дыхательных путей, превращаясь при этом в жидкий яд. В результате воздействия пыли на организм человека могут возникнуть глазные и кожные заболевания, болезни верхних дыхательных путей и легких. Заболевание, которое сопровождается пылевым фиброзом, называется пневмоканиозом. Пневмоканиоз – профессиональное заболевание, развивающееся при длительном вдыхании пыли.

Ежегодно на большинстве шахт выявляют до десяти и более случаев заболеваний пылевой этиологии. Не исключение составляет и шахта им. Дзержинского. Только в 2012 году выявлено 11 случаев заболеваний. Это говорит о том, что борьбе с пылью в шахтах должно предаваться первостепенное значение.

Нормативными документами, регламентирующими борьбу с пылью в очистных, подготовительных забоях и по пути транспортировки угля до выдачи его на поверхность являются Правила Безопасности и выполненные в соответствии с этими правилами проекты комплексного обеспыливания шахт.

Этими нормативами руководствовались и при разработке документации по борьбе с пылью на шахте им. Дзержинского.

Шахтой им. Дзержинского за весь срок службы отрабатывается 16 угольных пластов марок Ж, К, ОС. К числу отрабатываемых в 2013 году на горизонте 1146м относятся пять угольных пластов: m_3 , l^B_7 , l_5 , l_3 и k_8 . Более подробно рассмотрим только характеристику пласта l^B_7 .

Основные характеристики пласта l^B_7

- мощность, м: 1,0-1,1;
- угол падения, градусы: 58;
- производительность пласта, т/м³: 1,5-1,6;
- крепость угля, f – 0,8;
- зольность, А% - 29;
- влажность, W%: 1,9-2,1;
- удельное пылеподавление г/т: 150-190;
- пласт опасный по внезапным выбросам угля и газа.

Пласт на горизонте 1146м обрабатывается потолкоуступами, высотой 10-12м каждый с выемкой отбойными молотками. Управление кровлей осуществляется удержанием на деревянных переносных кострах. Подготовка и отработка пласта 1^В₇ горизонта 1146м осуществляется по откаточному горизонту на полевой штрек, проводимый в 5-6м, считая по нормали от пласта 1^В₇, вентиляционный штрек проводится пластовым.

Паспортом предусмотрена борьба с пылью нагнетанием воды в пласт через короткие скважины, пробуренные из лавы перпендикулярно плоскости забоя (рис.1).

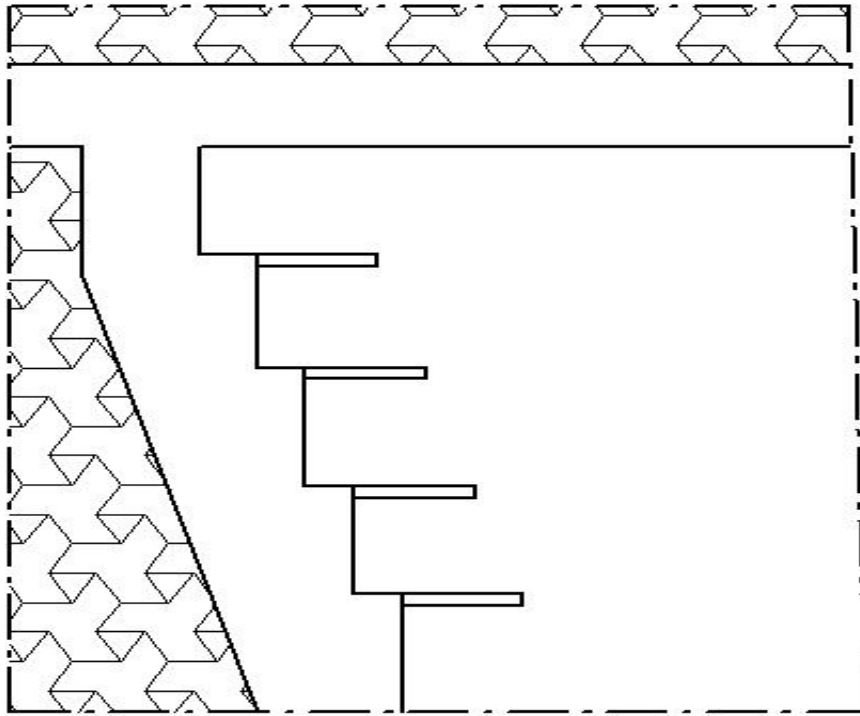


Рис. 1. Технологическая схема применения предварительного увлажнения угольного массива при молотковой выемке угля на крутых пластах.

Параметры скважин:

- длина очистного забоя 136м;
- диаметр скважин 43мм;
- длина скважины 12-15м;
- глубина герметизации 8-10м;
- длина фильтрующей части скважины 2-3м;
- расстояние между скважинами 10-14м;
- расход воды на 1 скважину 3.5-4 м³
на 1 т добычи 15-20 л/т;
- темп нагнетания 5-10 л/мин.

Длина скважины 10-12м, диаметр скважины 43мм, расстояние между скважинами 10-12м (по одной на каждый уступ)[2]. Герметизация скважин осуществляется гибкими шланговыми гидрозатворами, выдерживающими давление до 300 кг/см². Расход воды на одну скважину составляет 3,5-4м³, время нагнетания одной скважины до 12 часов при среднем темпе нагнетания 5-6 л/мин. Темп нагнетания зависит от крепости угля и может колебаться от 2 до 10 л/мин.

Одновременно двумя насосами УГН в сутки можно обрабатывать 2 уступа. На всю лаву затрачивается 5 суток. Уступы обрабатываются поочередно. Таким

образом, с учетом просека гидрообработка обеспечивает недельное подвигание лавы на 8-10 метров. Учитывая вышесказанное можно констатировать, что на обработку массива двух уступов, с учетом выбороопасности пласта, задействовано 2 смены плюс одна смена ремонтная и одна для выполнения противовыбросных мероприятий. Из общего технологического цикла добычи угля ежедневно исключаются 2 уступа, то есть потери добычи составляют 35-40т. Такое же положение и на остальных трех пластах l_5 , l_3 и k_8 , кроме m_3 , который обрабатывается с помощью щитового агрегата, и где борьба с пылью, в основном, ведется с помощью орошения, поскольку орошение на щитовом агрегате технологически вписывается в процесс добычи угля, имея в то же время высокую эффективность пылеподавления.

Применяемая схема коротких скважин имеет существенные недостатки, т.к. процесс нагнетания включается в общий технологический цикл добычи угля, а, как минимум, два уступа в сутки участия в добыче угля не принимают, т.к. в них задействованы нагнетательные процессы.

Другие схемы нагнетания, которые в разное время применялись и применяются на пластах l_5 , l_3 и k_8 (шпуров длиной 2-3м, длинные скважины, пробуренные из откаточного штрека, длиной 70-80м и диаметром 120мм) имеют те же недостатки, что и нагнетание через короткие скважины, а длинные скважины требуют громоздкого оборудования и осложняют работы по проведению штрека, т.к. оборудование размещается по середине выработки и не дает свободы обмена вагонеток для транспортировки горной массы и материалов. Других технологических схем практически нет.

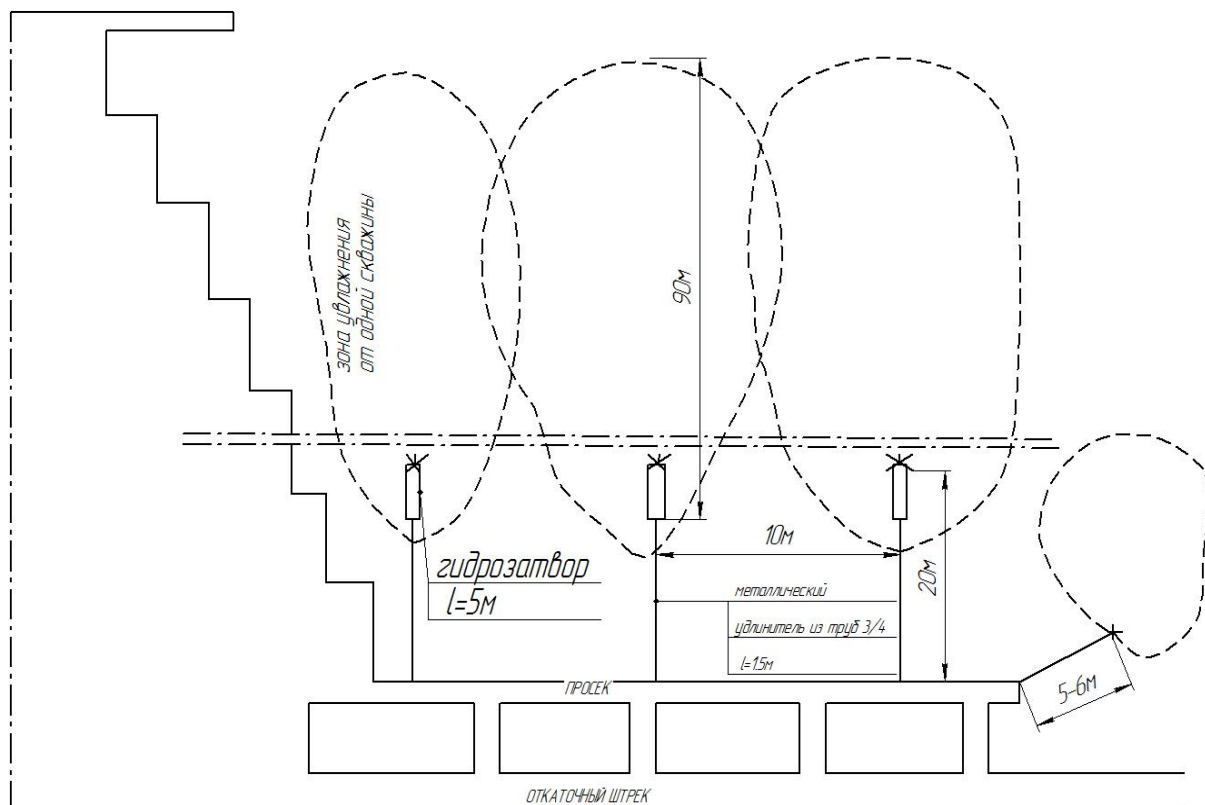


Рис.2. Технологическая схема нагнетания воды через восстающие скважины ограниченной длины, пробуренные из просека, с «точечным» источником нагнетания.

Анализируя литературные источники необходимо отметить, что эффективность пылеподавления при различных схемах нагнетания воды в угольные пласты

практически равноценна и составляет 70-80%. Разработанная ранее технологическая схема [1] нагнетания вода через скважины ограниченной длины с «точечным» источником нагнетания (рис.2) исключает все негативные стороны, которые отмечаются при нагнетании через короткие скважины с груди очистного забоя и длинные скважины пробуренные из подготовительных выработок. При одинаковой эффективности пылеподавления бурение и нагнетание в нависающий массив из просека исключает помехи для работ в очистном и подготовительном забоях. Количество воды, закачиваемое в одну скважину составляет 30-35 м³ при темпе нагнетания 5-10 л/мин и общим временем нагнетания одной скважины до 90-110 часов или 4-5 суток.

Применяя данную схему на пластах l₇^B, l₅, l₃ и k₈ только за счет этого можно увеличить нагрузку на каждый очистной забой на 35-40т, что заметно скажется на добыче шахты в целом.

Схема скважин ограниченной длины с «точечным» источником нагнетания предусматривает бурение скважин длиной до 20 метров в нависающий массив из просека. Скважины бурятся диаметром 43мм и герметизируются в торце скважины гидрозатвором длиной 5. Расстояние между скважинами составляет 10м. Гидрозатвор в торец скважины досылается отрезками труб диаметром 16 мм, соединяемых между собой резьбовыми соединениями.

Как известно, [1] вода при нагнетании на крутых пластах через «точечный» источник движется преимущественно вверх. Это объясняется действием основных трех причин: увеличением давления пород и газа с глубиной; разгрузкой вышележащего массива и связанной с ним, направленной вверх, миграцией газа; капиллярным поднятием воды.

Исходя из вышеизложенного можно констатировать, что способ нагнетания через скважины, пробуренные из просека в нависающий массив технологически имеет преимущества перед другими схемами, т.к. освобождает от работ, связанных с нагнетанием очистной забой и подготовительную выработку.

Как уже отмечалось выше, эффективность пылеподавления при всех схемах, включая и схему скважин ограниченной длины с «точечным» источником, не превышает 80%, т.е. остаточная запыленность остается довольно высокой, в связи с чем требуются дополнительные меры по борьбе с пылью. Это орошение на погружном пункте и на выходе из лавы, орошение отбитой горной массы в подготовительной выработке и обмывка осевшей пыли на стенках выработки перед ведением взрывных работ.

И даже при этом комплексе мер по борьбе с пылью в выработках крутых пластов не удастся достичь санитарных норм запыленности, поэтому рабочие и надзор, занятые на очистных и подготовительных работах, оснащаются противопылевыми респираторами различных модификаций.

Обязательным условием при бурении шпуров и скважин, как по углю, так и по породе, должна быть подача воды в зону резания, т.е. бурение с промывкой буровой мелочи. В этом случае, в комплексе, эффект пылеподавления будет составлять до 99%.

Список использованной литературы

1. Александров С.Н. Совершенствование способа предварительного увлажнения угля в массиве с целью борьбы с пылью на шахтах Центрального района Донбасса / С.Н. Александров // «Уголь». – 1974.– №3.

2. Александров С.Н., Поздняков Г.А. Эффективность пылеподавления при предварительном увлажнении угольных пластов через короткие скважины / С.Н. Александров, Г.А. Поздняков // «Уголь». – 1971. – №3.

Надійшла до редакції 26.03.2013

С.М. Александров, Ю.І. Берчак
Донецький національний технічний університет, Донецьк

ДОСВІД РОБОТИ З ВУГІЛЬНОЮ ПИЛЛЮ НА ШАХТІ ІМЕНІ ДЗЕРЖИНСЬКОГО
ДП «ДЗЕРЖИНСЬКВУГІЛЛЯ»

На шахтах Центрального району Донбасу, які розробляють пласти крутого падіння, найбільш ефективним і прогресивним способом боротьби з вугільним пилом є попереднє зволоження вугільного масиву. Досвід застосування засоба показав, що існуючі схеми зволоження мають суттєві недоліки. У зв'язку з цим у статті розглядаються технологічно можливі способи закачування води в пласт для контролю пилу, які забезпечують достатньо рівномірніе зволоженні масиву вугілля.

Ключові слова: вугільний пил, круте падіння, короткі свердловин, закачування води, «крапкове» джерело нагнітання.

S. Alexsandrov, Y. Berchak
Donetsk National Technical University, Donetsk

EXPERIENCE OF STRUGGLE WITH COAL DUST, ON MINE OF NAME DZERZHINSKOGO,
SE «DZERZHINSKUGOL»

In the mines of the Central District of Donbass, developing steep seams, the most effective and progressive way to deal with the coal dust is prewatering array. Experience of application of the method has shown that the existing schemes prewatering have significant drawbacks. In this regard, the article examines the technologically possible ways of water injection into the reservoir to control dust generation, provide a sufficiently uniform prewatering coal array.

Keywords: coal dust, steep pitch, a short wells, rise wells, water injection.

УДК 622.807:622.003.5

Аль-Джерди Орва (асп.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк, Украина–Сирия

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ С ПРИМЕНЕНИЕМ СПЕЦИАЛИЗИРОВАННОГО АВТОМАТИЧЕСКОГО УСТРОЙСТВА

Рассматривается задача использования устройства автоматического управления процессом гидравлического воздействия на угольный пласт для повышения его эффективности как одного из мероприятий по охране труда.

Ключевые слова: процесс, технология, воздействие, управление, система.

Актуальность проблемы. Гидравлическое воздействие на угольный пласт является одним из важных средств охраны труда при подземной угледобыче. Обработка осуществляется путем нагнетания жидкости в угольный пласт, параметры нагнетания предусмотрены паспортом мероприятий по технике безопасности. До настоящего времени контроль процесса осуществляется «вручную», однако при таком управлении процессом обеспечить его качественное исполнение невозможно.

Повышение качества воздействия возможно при условии поддержания стабильных значений параметров технологической схемы (давления и темпа нагнетания), что возможно на основе применения устройства автоматического управления процессом. В этой связи тема работы является актуальной.

Цель работы – обоснование структуры и разработка алгоритма функционирования устройства автоматического управления процессом гидравлического воздействия на анизотропный угольный пласт.

Постановка задачи. Параметры технологии воздействия связаны между собой через коэффициент проницаемости угольного пласта, что соответствует физике процесса, а именно: снижение проницаемости при постоянном расходе приводит к возрастанию давления из-за увеличения сопротивления движению жидкости, и для приведения давления к расчетному необходимо расход соответственно снизить; напротив, увеличение проницаемости приводит к падению давления, и для его нормализации расход необходимо увеличить.

Частые колебания параметров происходят по причине изменения величины коэффициента фильтрации, что определяет необходимость решения задачи автоматизации контроля параметров и их регулирования в процессе обработки пласта.

Основное содержание работы. Технически поставленную задачу можно решить на основе использования универсальных компьютеров, которыми в настоящее время оснащается каждое угледобывающее предприятие. Преимуществом этого пути является то, что для реализации задачи достаточно разработать специализированный пакет прикладных программ и обеспечить связь управляющей аппаратуры с компьютером. Однако при этом возникает ряд проблем, вызванных характером работы: объекты управления находятся под землей на большом удалении, нагнетание производится одновременно на нескольких участках, установки периодически передвигаются, а это требует создания дорогостоящих линий связи, их защиты, обеспечения мобильности. Поэтому на практике более предпочтительным является путь создания специализированного устройства управления, которое работает в непосредственной связи с технологическим оборудованием.

Исследования показали, что наиболее приемлемым в данном случае является применение специализированных устройств на базе микроконтроллера [1, 2].

Автоматическое устройство предназначено для контроля основных технологических параметров – давления нагнетания, пропорционального расхода, а также их коррекции в зависимости от конкретных условий.

Аппаратура контроля включает в себя датчики давления и темпа нагнетания, преобразователи напряжения, микроконтроллер, регулятор расхода.

В основу функционирования системы положен программный принцип выполнения алгоритма управления процессом нагнетания, реализуемый микроконтроллером. Аппарат может быть выполнен либо на базе общепромышленных (универсальных) контроллеров, работающих на поверхности, либо во взрывобезопасном исполнении для использования в подземных условиях. В настоящее время свободно-программируемые контроллеры (ПК) приобрели законченную форму программно-технических устройств - это компьютер на микропроцессорной основе, отличающийся простотой программирования и технического обслуживания и приспособленный к эксплуатации в различных (в том числе и неблагоприятных) промышленных условиях (вибрация, нагрев, запыленность и т.д.).

Компанией GIC разработан ПК в шахтном исполнении, который состоит из четырех основных компонентов: центральный процессор (ЦП), устройство ввода-вывода (УВВ), блок электропитания (БЭП), память программ (ПП). ЦП представляет собой основной блок ПК, координирующий обработку информации. В нем находится микропроцессорная логика, сканирующая программу и состояние блоков оборудования. УВВ состоит из модулей, применяющихся для сопряжения ПК с оперативными устройствами и механизмами. Модули УВВ действуют в качестве преобразователей сигналов так, чтобы напряжения высокого уровня были представлены на уровне, приемлемом для ПК. Источники сигналов ввода - датчики, кнопки, клавиатура и др. Адреса вывода - пускатели электродвигателей, контакторы, насосы и т.д. Дополнительно могут применяться специализированные аналоговые модули ввода-вывода.

БЭП преобразует сетевое напряжение в отфильтрованное стабилизированное электропитание ПК. ПП сохраняет программы управления. Особенностью является то, что память программируется пользователем. ПК программируют по цепной схеме, т.е. на языке, схожем с релейной логикой управления. При внесении изменений в программу к ПК подключают программирующее устройство и соответствующие изменения выполняют без перемонтажа.

В течение кванта времени, определяемого частотой устройства управления, производится контроль текущего значения давления. Если его величина вследствие колебания проницаемости изменяется более, чем на 10%, необходимо скорректировать темп нагнетания.

Пусть P_t - текущее значение давления, тогда

$$q_t = q \frac{P_t}{P_c}$$

Управляющее устройство «обрабатывает» текущее значение темпа q_t с помощью исполнительного механизма.

Характеристики устройства управления процессом определяются параметрами управляющего автомата. В этой связи важное значение имеют быстродействие автомата и аппаратурные затраты, т.к. устройства устанавливаются на каждую нагнетательную установку.

Для улучшения характеристик предлагаются модификации структур и алгоритмов синтеза автоматов с программируемой логикой (APL) на программируемых БИС:

- структура и алгоритм синтеза APL с введением дополнительной схемы адресации микрокоманд, позволяющие повышать быстродействие автомата.
- структура и алгоритм синтеза с введением схемы преобразователя адреса микрокоманд, позволяющие сократить количество команд безусловного перехода.
- структура и алгоритм синтеза с совмещением функций полей микрокоманд, позволяющие сократить длину микрокоманд.
- структура и алгоритм синтеза с многотактной выборкой микрокоманд, позволяющие сократить количество микросхем.

Одним из основных способов построения современных систем автоматического управления является принцип микропрограммного управления, который был предложен М. Уилксом.

Обобщённая структура замкнутой системы автоматического управления представлена на рис. 1, где ОА – операционный автомат, являющийся объектом управления, АР – аналоговый регулятор, реализующий алгоритм управления, ИМ – исполнительный механизм, воздействующий на ОА. Регулируемая аналоговая величина f_a поступает на АР, характеризуя состояние ОА, здесь происходит сравнение с некоторым значением x_a . В соответствии с результатом сравнения АР вырабатывает сигнал y_a , управляющий ИМ таким образом, чтобы регулируемая величина f_a была равна заданной x_a .

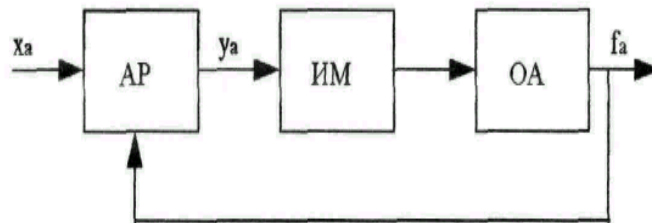


Рис. 1. Обобщённая структура замкнутой системы автоматического управления

Большими возможностями обладают цифровые регуляторы (ЦР), позволяющие реализовать закон управления в цифровой форме с помощью цифровых вычислительных средств. В этом случае в систему вводятся аналого-цифровой (АЦП) и цифро-аналоговый (ЦАП) преобразователи (см. рис. 2). В цепь обратной связи включён цифровой датчик ЦД, выполняющий функции АЦП для регулируемой величины. На рис. 2 индексы "а" и "ц" означают, что величина является аналоговой или цифровой соответственно.

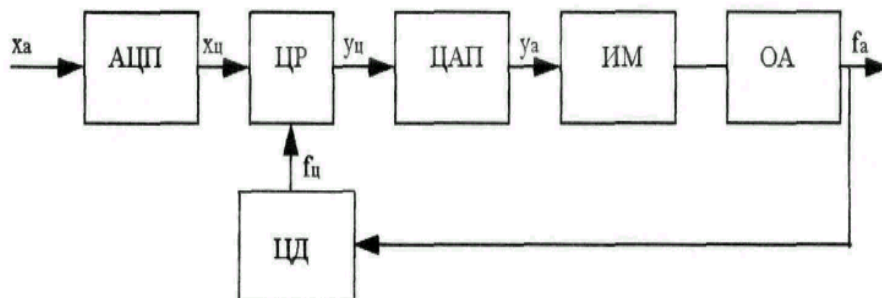


Рис. 2. Структура цифровой системы автоматического управления

Упрощённая типовая схема цифровой системы управления приведена на рис. 3. На вход управляющего автомата (УА) поступают осведомительные сигналы (логические условия) $x_l \in X = \{x_1, \dots, x_L\}$, индицирующие состояния ОА. Логические условия x формируются специальными цифровыми датчиками ЦД1, ..., ЦДL. Управляющий автомат на основе анализа сигналов x_1, \dots, x_L и закона управления, определяемого функцией F , формирует управляющие сигналы (микрооперации) $y_n \in Y = \{y_1, \dots, y_N\}$, преобразуемые дискретными исполнительными механизмами ДИМ1, ..., ДИМN в сигналы управления ОА.

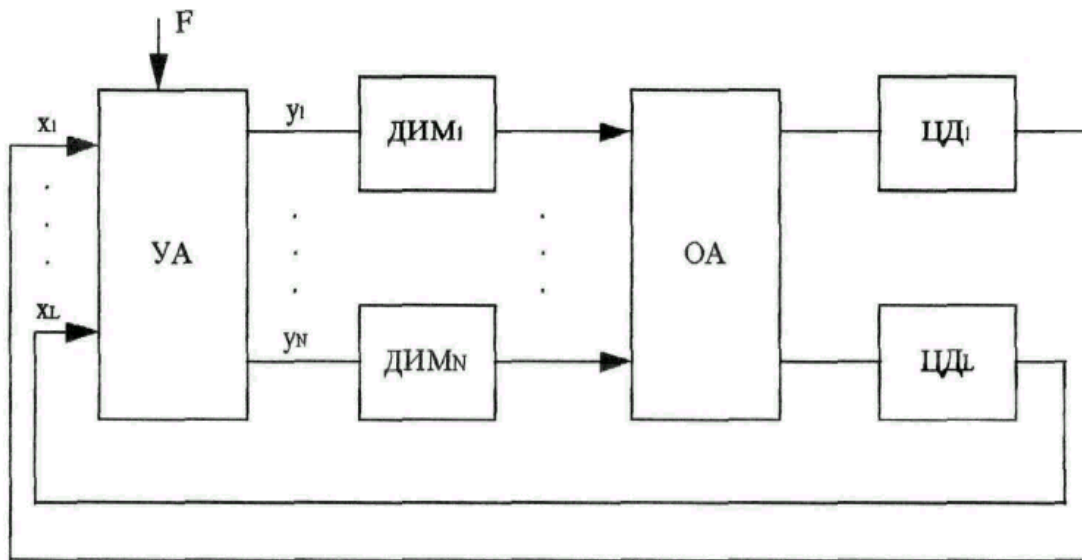


Рис. 3. Типовая структура цифровой системы программного управления

Возможны две принципиально различные структурные реализации УА: аппаратная и программная. В первом случае алгоритм управления задаётся электрическими связями между функциональными элементами устройства, во втором - с помощью программы, хранимой в памяти системы.

Выводы. Таким образом, на основании теоретических представлений о процессе воздействия разработаны предложения по созданию устройства автоматического управления процессом. Исходя из физики процесса и целей воздействия определены структура и алгоритм функционирования устройства.

Список использованной литературы

1. Павлыш В.Н. Основы теории и параметры технологии процессов гидропневматического воздействия на угольные пласты. Монография / В.Н. Павлыш, Ю.М. Штерн. – Донецк: «ВИК», 2007. – 409с.
2. Москаленко Э.М. Рекомендации по автоматизации проектирования гидродинамического воздействия на угольный пласт: Учебное пособие / Э.М. Москаленко, В.Н. Павлыш, Ю.М. Штерн. – М.: МГИ, 1981. – 61с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Аль-Джерді Орва

Донецький національний технічний університет, Донецьк, Україна-Сирія

КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ГІДРАВЛІЧНОЇ ДІЇ НА ВУГІЛЬНИЙ ПЛАСТ З ВИКОРИСТАННЯМ СПЕЦІАЛІЗОВАНОГО АВТОМАТИЧНОГО ПРИСТРОЮ

Розглядається завдання використання пристрою автоматичного керування процесом гідравлічної дії на вугільний пласт для підвищення його ефективності як одного із засобів по охороні праці.

Ключові слова: процес, технологія, дія, керування, система.

Al-Jerdi Orva

Donetsk National Technical University, Donetsk, Ukraine–Syria

THE CONTROL OF PROCESS OF HYDRAULIC ACTION ON COAL STRATUM WITH APPLICATION OF SPECIAL AUTOMATIC DEVISE

The problem of application of device of automatic control of process of hydraulic action on coal seam for providing of its effectiveness as a way of working protection is considered.

Key words: process, technology, action, control, system.

УДК 622.831

И.В. Антипов (д-р техн. наук, проф., зам. директора по научной работе)

А.В. Савенко (канд. техн. наук, ст. науч. сотр.)

Е.Д. Стаднюк (асп.)

И.В. Жуковцов (асп.)

Институт физики горных процессов НАН Украины)

С.В. Козырь (начальник участка, шахта "Трудовская")

ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫЕ НАБЛЮДЕНИЯ КОНВЕРГЕНЦИИ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И СМЕЩЕНИЯ КРАЕВОЙ ЧАСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ ШАХТЫ "ТРУДОВСКАЯ"

Приведены результаты инструментальных наблюдений конвергенции вмещающих пород и смещения краевой части угольного пласта в 8-й западной лаве пласта l_4 шахты "Трудовская". Зафиксировано резкое изменение скоростей конвергенции вмещающих пород и смещения краевой части угольного пласта в период выемки угля комбайном и перемещения секций механизированной крепи. Установлено, что вертикальные и горизонтальные деформации массива разнятся во времени.

Ключевые слова: шахта, лава, массив, конвергенция, отжим, смещение, скорость, ускорение.

С увеличением глубины залегания разрабатываемых угольных пластов, повышения их газоносности, выбросоопасности и геологической нарушенности существенно возрастают концентрации напряжений, значения опорного давления на сооружаемых и действующих горных выработках. Влияние всех этих факторов приводит к усложнению современных условий подземной разработки за счёт формирования зон предельных состояний, уменьшения запаса прочности вмещающих пород, снижения несущей способности краевой части угольного пласта и, как следствие, потери устойчивости горных выработок. Для эффективной безопасной выемки угля в очистном забое необходимо понимать природу, механизм возникновения и развития геомеханических процессов, происходящих в районе краевой части угольного пласта.

Горные породы до проведения в них выработок находятся в состоянии напряженного геостатического равновесия. При ведении горных работ равновесие нарушается, и породы приходят в движение. Кинематика сдвижений горных пород является следствием проявления сложных геомеханических процессов, происходящих в толще пород при выемке угля.

Поскольку для наблюдений доступны, в большей степени, сдвигения слоев, непосредственно прилегающих к угольному пласту, шахтные наблюдения дают возможность изучения принципов проявления горного давления, проявляющегося в видимых сдвигениях кровли и почвы пласта.

Проведенными ранее исследованиями было установлено, что ускорение конвергенции является критерием изменения напряжённо-деформированного состояния массива горных пород [1, 2], получены зависимости для определения ускорения конвергенции вмещающих пород по длине лавы [3-5], обосновано, что абсолютная величина ускорения конвергенции вмещающих пород является критерием определения длины концевых участков лавы [6-8], а также доказано, что максимальное воздействие технологических операций выемки угля и передвижки секций механизированной крепи проявляется на участке лавы длиной 40 м, по 20 м в обе стороны от места выемки, где происходит до 90 % смещений за время очистного цикла [9-12]. Данные, полученные во время инструментальных наблюдений позволяют сделать выводы о природе сил, проявляющихся при ведении горных работ [15].

Проведенные ранее шахтные исследования позволили получить исходные данные для комплексного решения вопросов взаимосвязи технологических операций в лаве и геомеханических процессов в породном массиве [13].

На шахтах им. А.Ф. Засядько [3-5, 7-12], им. Г.М. Димитрова [1, 2, 5], им. В.М. Бажанова [6], им. Челюскинцев [14] и др. были проведены инструментальные исследования в очистных забоях и установлены закономерности протекания геомеханических процессов в горном массиве. При этом было установлено, что при выполнении операций по выемке угля и передвижке секций механизированной крепи скорость конвергенции вмещающих пород изменяется [1]. В зависимости от интенсивности выполнения основных производственных операций в очистном забое изменяется скорость протекания геомеханических процессов в горном массиве [2].

При достаточном удалении комбайна от измерительной стойки скорость опускания кровли составляет около 0,02-0,05 мм/мин. и не зависит от операций по выемке угля [5].

Однако при приближении комбайна к измерительной стойке на расстояние 3-5 секций механизированной крепи (4,5-7,5 м), скорость опускания кровли начинает быстро увеличиваться. Наибольшее ее значение наблюдается в период прохода комбайна около измерительной стойки. Далее по мере удаления комбайна от измерительной стойки скорость опускания кровли убывает до 0,02-0,05 мм/мин. [7].

Отрезок пути комбайна до измерительной стойки, на котором резко возрастает скорость опускания кровли, представляет собой зону влияния операций выемки угля впереди комбайна, длина которой составляет около 4,5-7,5 м. Аналогичный отрезок пути длиной 7,5-10,5 м был зафиксирован при удалении комбайна от измерительной стойки. На этом участке скорость опускания кровли уменьшается до уровня, который предшествовал началу влияния выемки. Этот участок представляет собой зону влияния операций выемки угля и передвижки секций механизированной крепи позади комбайна.

Отмеченные изменения интенсивности опускания кровли наблюдались при каждом проходе комбайна в районе измерительной стойки.

Одним из явлений, возникающем при очистных работах, является отжим угля. Согласно горной энциклопедии, отжим есть выдавливание угля в массиве (целике) в сторону выработанного пространства, сопровождающееся его постепенным разрушением, отслаиванием. Происходит под действием горного (опорного) давления в краевой части пласта, находящегося в напряжённом состоянии. Для полного теоретического решения задачи об отжиме угля необходимо исследовать распределение напряжений и смещений в угольном массиве с учетом фактора времени применительно к конкретным горно-геологическим и производственным условиям. Несмотря на очевидную актуальность вопроса, на современном научном этапе нет четко сформулированного подхода к определению зоны отжима в угольном пласте.

Определить глубину зоны отжима возможно с помощью измерений динамики начальной скорости газовыделения. Зоне отжима угля присуща пониженная напряжённость и, следовательно, повышенная склонность к газоотдаче – газовыделению. Из-за того, что рост природной газоносности от забоя в глубину массива подчиняется прямолинейной зависимости, ей же будет соответствовать и рост скорости газовыделения из шпуров по мере их углубления.

Выполненные ранее инструментальные исследования в очистных забоях не предусматривали фиксирование смещений краевой части угольного пласта.

Проведенные на шахте "Трудовская" инструментальные наблюдения являются продолжением исследований в области изучения геомеханических процессов в горном массиве и влияния на них технологических операций в очистном забое.

Цель инструментальных исследований на шахте "Трудовская" – уточнить закономерности протекания геомеханических процессов в горном массиве, установить взаимосвязь технологических операций выемки угля и передвижки секций механизированной крепи в очистном забое с процессами конвергенции вмещающих пород и отжима угольного пласта.

Исследования проводились 26 января 2013 г. в течение третьей рабочей смены в 8-й западной лаве пласта l_4 шахты "Трудовская".

Лавы длиной 220 м отрабатываются обратным ходом по простиранию с использованием столбовой системы разработки; длина выемочного поля по простиранию – 1180 м. Очистной забой введен в эксплуатацию в феврале 2012 г., проектная нагрузка – 1400 т/сут.

Выемочный участок 8-й западной лавы пласта l_4 (гор. 890 м) расположен в западной части шахтного поля между ранее отработанными 7-й западной лавой пласта l_4 м и 10-й восточной лавой западного блока пласта l_4 .

Пласт l_4 «Лидиевский» простого строения мощностью от 1,49 м до 1,62 м (средняя 1,52 м). Полезная вынимаемая мощность пласта 1,49-1,62 м, угол падения 10-11°. Контакт пласта с породами почвы – четкий, с породами кровли – неясно выраженный, представленный переслаиванием тонких слоев угля, аргиллита и углисто-глинистого сланца. Мощность переходной зоны – 0,05-0,08 м – вынимается самопроизвольным обрушением совместно с «ложной» кровлей. Пласт склонен к самовозгоранию (III группа склонности), не опасен по внезапным выбросам угля и газа, не опасен по горным ударам, опасен по взрыву угольной пыли.

В непосредственной кровле залегает алевролит мощностью 1-4 м, нижняя часть которого является «ложной» кровлей (0,15 м), по классификации ДонУГИ относится к категории Б₃.

Основная кровля – песчаник (категория А1-2) мощностью от 2 м до 7 м. К западу полностью замещается алевролитом (мощностью 0-2,3 м) и аргиллитом (мощностью 3-4 м), которые ближе к вентиляционному штреку разделены известняком мощностью 0-0,4 м.

Непосредственная почва пласта – алевролит средней мощностью 0,5 м. Почва относится к категории П1-2. Основная почва представлена переслаивающейся толщей песчаников, алевролитов и аргиллитов (мощностью 0-6,5 м, 4,8-9,2 и 0-2,5 м, соответственно).

В лаве присутствует зона ПГД от барьерного целика под разведочную скважину № 8352. Для механизации работ в лаве используется механизированный комплекс 2МКД-90ИТ, в составе крепи 2КД-90ИТ, комбайна РКУ-10 и конвейера СП-26У. Выемка проводится с использованием двусторонней ниши. Выемка ниш проводится с помощью отбойных молотков. Подвигание очистного забоя за цикл – 0,63 м, количество циклов в сутки – 4.

Натурные исследования выполнялись с помощью следующих приборов и инструментов: измерительная стойка СУИ-П с индикатором часового типа ИЧТ-0,01, дальномер лазерный Leica Disto D3a на штативе Leica TRI 100, секундомер, рулетка.

В проведении эксперимента принимали участие 5 человек (авторы данной статьи): два человека измеряли конвергенцию вмещающих пород с помощью стойки СУИ-П индикатора ИЧТ-0,01 (Антипов И.В. и Савенко А.В.), два человека измеряли смещение краевой части угольного пласта с помощью лазерного дального-

ра Leica Disto D3a (Стаднюк Е.Д. и Жуковцов И.В.), один человек хронометрировал технологические процессы и фиксировал положение комбайна относительно замерной станции (Козырь С.В.).

Для инструментальных замеров и визуальных наблюдений в лаве оборудовалась замерная станция, установленная между секциями механизированной крепи с предварительно задвинутыми боковыми консолями (рис. 1).

Конвергенция вмещающих пород измерялась стойкой СУИ-II с индикатором часового типа ИЧТ-0,01 (рис. 2). Точность прибора 0,01 мм. Время фиксировалось при помощи секундомера.

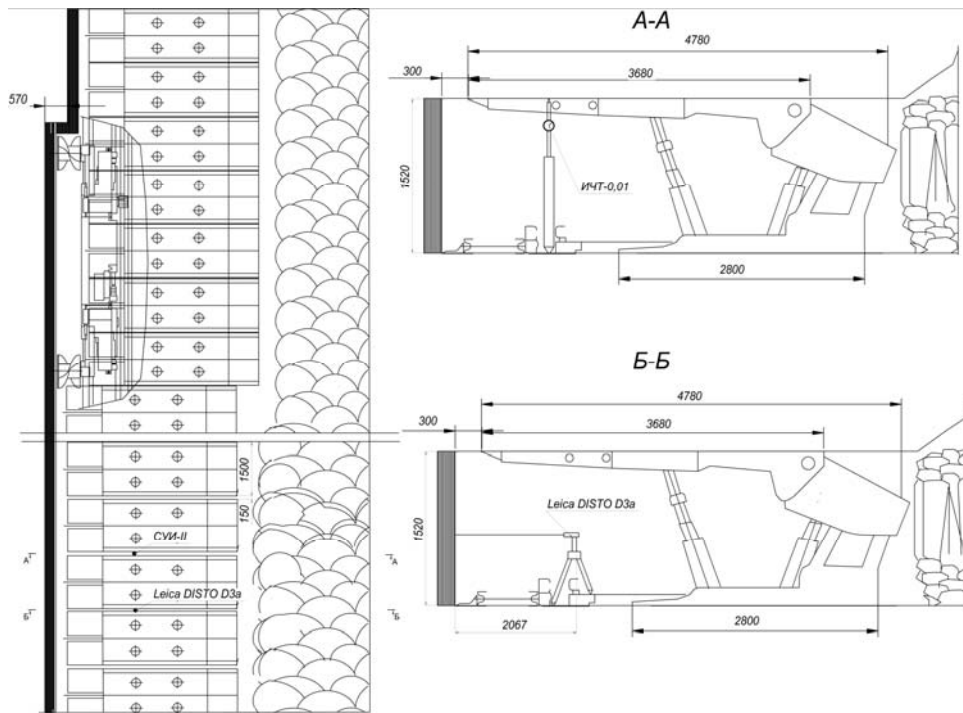


Рис. 1. Схема размещения замерной станции в 8-й западной лаве пласта l_4

Вынимаемая мощность пласта измерялась рулеткой до и после проведения замеров. Под соседней секцией крепи располагался штатив с закрепленным на нем лазерным дальномером Leica Disto D3a, с помощью которой измерялось расстояние краевой части угольного пласта (рис. 3).

Дальномер лазерный Leica Disto D3a оборудован лазером класса 2 и способен измерять расстояние до поверхности с точностью до 0,1 мм. Замеры могут проводиться в условиях запыленности и повышенной влажности.

Замерная станция оборудовалась на расстоянии 40 м от сопряжении с конвейерным штреком между секциями № 24-25 и № 25-26. До начала эксперимента комбайн двигался от замерной станции в направлении вентиляционного штрека. Первый замер выполнен на расстоянии от комбайна до замерной станции 61 м. Расстояние до краевой части угольного пласта составляло 2,067 м и от кровли до почвы – 1,4 м.

Показания снимались одновременно с двух приборов – ИЧТ-0,01 и Leica Disto D3a – с интервалом 30 с, при приближении комбайна к замерной станции интервал сокращался до 15 с.

Общая продолжительность наблюдений составила 4 часа 5 минут. Путь комбайна – 325 м, средняя скорость – 1,33 м/мин. Общая абсолютная конвергенция

пород составила 11,55 см, общий отжим пласта до прохода комбайна – 3,1 см, после прохода комбайна – 3,7 см.

За это время была произведена выемка угля комбайном от секции № 65 до вентиляционного штрека, произведены концевые операции на сопряжении с вентиляционным штреком, а также полная выемка угля комбайном от вентиляционного до конвейерного штрека и концевые операции на сопряжении с конвейерным штреком.



Рис. 2. Измерение конвергенции вмещающих пород стойкой СУИ-II с индикатором часового типа ИЧТ-0,01

Во время прохода комбайна замерная станция оставалась на месте. Замеры конвергенции были непрерывными, замеры отжима были прерваны на время прохода комбайна мимо замерной станции и возобновились сразу же после его прохода. Ширина стружки составила 0,57 м. Секции механизированной крепи в районе замерной станции не передвигались.

По результатам эксперимента построены планограмма работы комбайна и графики смещения краевой части угольного пласта и конвергенции вмещающих пород (рис. 4).

Во время инструментальных замеров было зафиксировано резкое изменение скорости смещения краевой части угольного пласта за 10 минут до подхода комбайна, когда он находился на расстоянии 10 м от замерной станции (рис. 4б).

После прохода комбайна мимо замерной станции скорость смещения краевой части угольного пласта была высокой, но изменялась незначительно с небольшим ускорением.

В момент прохода комбайнового уступа мимо замерной станции был зафиксирована краткосрочная (в течение 5 с) дивергенция (расслоение) вмещающих пород (рис. 4в). Величина дивергенции составила 0,1 мм.

При передвижке секций было зафиксировано более интенсивное изменение скорости конвергенции, чем во время прохода комбайна мимо замерной станции.

Процесс выемки угля комбайном в большей степени влияет на изменение скорости смещения краевой части угольного пласта, чем на изменение скорости конвергенции вмещающих пород.

Процесс передвижки секций механизированной крепи в большей степени влияет на изменение скорости конвергенции вмещающих пород, чем на изменение скорости смещения краевой части угольного пласта.



Рис. 3. Измерение смещения краевой части угольного пласта лазерным дальномером Leica Disto D3a

Более интенсивное изменение скорости конвергенции вмещающих пород зафиксировано после прохода комбайна мимо замерной станции, интенсивное изменение скорости смещения краевой части угольного пласта происходило до подхода комбайна к замерной станции.

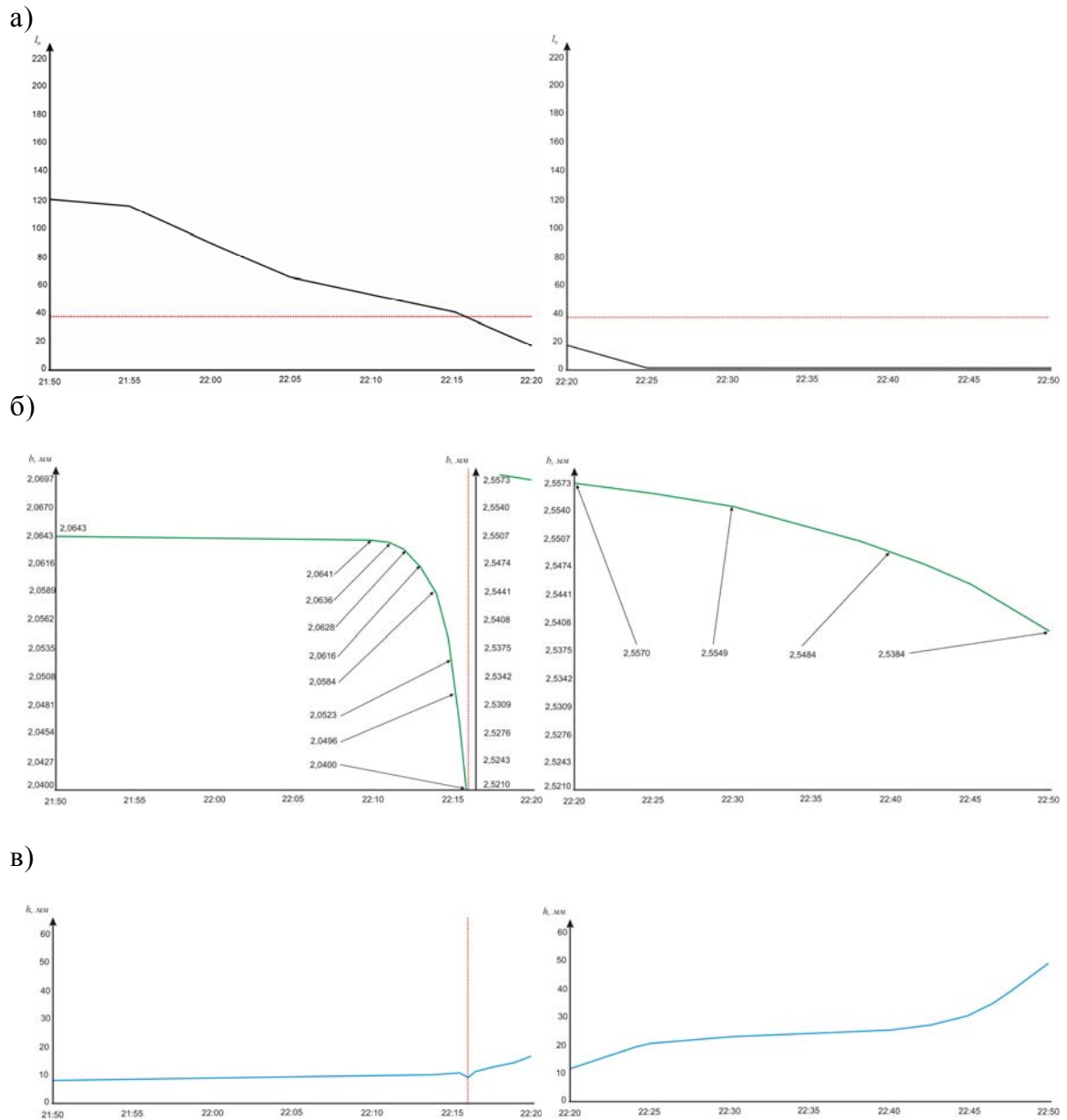
При удалении комбайна более чем на 20 м от замерной станции интенсивность конвергенции вмещающих пород и отжима краевой части угольного пласта не велика. При этом общее смещение вмещающих пород не превышает 3 мм, а суммарная величина отжима краевой части угольного пласта находится в пределах 0,5 мм.

Участок очистного забоя, 20 м впереди первого шнека комбайна и 35 м позади его, характеризуется ростом интенсивности конвергенции вмещающих пород с последующим затуханием процессов сдвижения в породах кровли и почвы пласта. На этом участке конвергенция боковых пород сначала увеличивалась, а потом уменьшалась до уровня, который предшествовал началу влияния технологических операций очистного цикла. Причём снятия распора в гидравлических стойках механизированной крепи при передвижке секции обуславливает резкое увеличение конвергенции боковых пород.

Дальнейшее выполнение технологических операций по передвижке механизированной крепи сопровождается аналогичными резкими изменениями скорости конвергенции вмещающих пород. Однако, абсолютные значения скорости конвергенции уменьшаются по мере увеличения расстояния от замерной станции до места передвижки механизированной крепи.

На удалении от замерной станции более 30-35 м технологические операции по передвижке механизированной крепи оказывают незначительное влияние на интенсивность смещений.

В тоже время, при подходе комбайна на расстояние 10 м от замерной станции происходит интенсификация процесса разрушения краевой части угольного пласта, которое проявляется в увеличении выдвигания угольного пласта. Величина отжима увеличивается по квадратичной зависимости и достигает величины до 4 мм за 10 – 15 сек.



- а) планограмма работы комбайна (на вертикальной оси – длина лавы, горизонтальная линия – местоположение замерной станции);
 б) график смещения краевой части угольного пласта (вертикальная линия – перемещение комбайнового уступа и начало нового цикла измерений);
 в) график конвергенции вмещающих пород (вертикальная линия – перемещение комбайнового уступа)

Рис. 4. Планограмма работы комбайна, совмещенная во времени с графиками отжима угольного пласта и конвергенции вмещающих пород.

В момент прохода комбайна замерной станции был зафиксирован эффект дивергенции. Установлено, что в момент прохода первого по ходу комбайна шнека измерительной стойки стрелка ИЧТ-0,01 двигалась в обратную сторону, при этом величина дивергенции составила 0,1 мм. В остальное время при проходе комбайна замерной станции наблюдалась постоянная скорость конвергенции вмещающих пород вплоть до момента передвижки первой секции механизированной крепи позади комбайна. Предполагается, что эффект дивергенции возникает за счёт изгибе пород кровли пласта при их провисании позади комбайна. Провисание обусловлено достаточно большой площадью обнажения кровли пласта из-за не возможности произвести передвижку секции механизированной крепи сразу за проходом первого шнека комбайна.

Данные о величине отжима угольного пласта позади комбайна показывают, что процесс выдвигания угольного пласта продолжается, но его интенсивность уменьшается. Процесс замедляется (так же как и конвергенция вмещающих пород) до первоначального уровня на участке 30-35 м позади комбайна. Примечательно, что в процессе передвижки секций механизированной крепи в районе замерной станции интенсификация отжима не наблюдалась.

Зона влияния технологических операций очистного цикла составила 20 м до подхода комбайна к замерной станции и 35 м ниже замерной станции. В этой зоне при выемке угля комбайном и передвижке механизированной крепи происходит до 90% смещений вмещающих пород и отжима пласта за всё время очистного цикла.

Полученные в ходе шахтного эксперимента результаты позволяют предположить, что вертикальные и горизонтальные деформации массива (конвергенция пород и смещение краевой части угольного пласта) разнятся во времени. При этом, горизонтальные деформации опережают вертикальные не только во времени, но и в пространстве.

В дальнейшем результаты эксперимента будут обрабатываться с помощью МГУА для установления формализованных зависимостей конвергенции вмещающих пород и смещения краевой части угольного пласта от времени и положения комбайна в лаве.

Анализ данных, полученных в ходе шахтных инструментальных замеров, позволяет сделать следующие выводы:

1. Зона влияния технологических операций по выемке угля и передвижке секций механизированной крепи распространяется на 20 м впереди комбайнового уступа и на 35 м позади него. На этом отрезке происходит до 90% всех смещений вмещающих пород и до 90% смещения краевой части угольного пласта за выемочный цикл.

2. На 10-ти метровом участке впереди очистного комбайна резко интенсифицируется процесс отжима угольного пласта, причём на этом участке происходит до 60% всего отжима за время выемочного цикла. В то же время наблюдается и рост интенсивности конвергенции вмещающих пород, который на этом участке составляет до 30 % всех смещений за время выемочного цикла.

3. На 35-ти метровом участке позади комбайна наблюдается уменьшение интенсивности отжима угольного пласта, при этом на участке происходит до 30 % всего отжима за время выемочного цикла. В то же время на этом участке наблюдается резкая интенсификация конвергенции вмещающих пород, обусловленная в большей мере передвижкой секций механизированной крепи. Доля конвергенции на этом участке составляет до 60 % всех смещений за время выемочного цикла.

4. При прохождении первого по ходу комбайна шнека зафиксирована дивергенция вмещающих пород. Величина дивергенции составила 0,1 мм.

5. Пики интенсивности конвергенции вмещающих пород и отжима угольного пласта разнесены во времени и пространстве. Максимальная интенсивность отжима наблюдается впереди очистного комбайна, а максимальная конвергенция вмещающих пород наблюдается позади комбайна и приурочена к первой передвижной секции крепи.

Список использованной литературы

1. Антипов И.В. Ускорение конвергенции вмещающих пород в очистных забоях / И.В. Антипов, В.Г. Ильющенко, В.Е. Кравченко // Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины, 1999. – С. 56 – 63.
2. Антипов И.В. Шахтные исследования конвергенции вмещающих пород / И.В. Антипов, В.Е.Кравченко, Д.В. Щербинин // Уголь Украины. – 2000. – № 10. – С. 24 – 27.
3. Звягильский Е.Л. Ускорение конвергенции вмещающих пород в очистных забоях / Е.Л. Звягильский, П.Е. Филимонов, И.В. Антипов, Д.В. Щербинин // Уголь Украины. – 2002. – № 8. – С. 33 – 36.
4. Антипов И.В. Шахтные исследования и моделирование геомеханических процессов / И.В. Антипов, П.Е. Филимонов, В.Б. Грядущий, Н.Н. Гатауллин // Сб. научн. тр. "Геотехническая механика". – ИГТМ НАН Украины. – № 30. – 2003. – С. 160 – 165.
5. Кравченко В.Є. Геотехнологічні особливості модульного принципу побудови механізованого кріплення в очисних вибоях пологих вугільних пластів Донбасу: Автореф. дис. канд. техн. наук / В.Є.Кравченко. – КТУ. – Кривий Ріг, 2004. – 22 с.
6. Антипов И.В. Комплексные натурные исследования в 6-й западной лаве уклонного поля пласта м3 шахты им. В.М. Бажанова / И.В. Антипов, А.В. Савенко, В.Б. Грядущий // Пути повышения безопасности горных работ в угольной отрасли. – Макеевка: МакНИИ, 2004. – С. 138 – 141.
7. Филимонов П.Е. Формализация процесса конвергенции вмещающих пород в высокопроизводительном очистном забое / П.Е. Филимонов // Геотехническая механика. Сб. научн. тр. ИГТМ НАНУ. – 2004. – Вып. 48. – С. 153 – 163.
8. Филимонов П.Є. Обґрунтування довжини і раціональних режимів кріплення кінцевих ділянок лав: Автореф. дис. канд. техн. наук / П.Є. Филимонов. – Донецьк: Інститут фізики гірничих процесів НАН України. – 2004. – 22 с.
9. Антипов И.В. Комплексные натурные исследования в 17-й восточной лаве пласта м3 АП "Шахта им. А.Ф. Засядько" / И.В. Антипов, А.В. Савенко, Э.Ю. Сухаревский // Проблемы гірського тиску. – ДонНТУ, 2005. – № 13. – С. 213 – 222.
10. Савенко А.В. Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород по величине ускорения конвергенции / А.В. Савенко // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. – Ин-т геотехнической механики им. М.С. Полякова НАН Украины. – Днепропетровск, 2006. – Вып. 65. – С.156-166.
11. Антипов И.В. Обоснование комбинированной схемы передвижки секций механизированной крепи в высокопроизводительных очистных забоях на глубоких горизонтах / И.В. Антипов, А.В. Савенко // Проблемы горного дела и экологии горного производства: Монография. – Донецк: "Вебер", 2007. – С. 9 – 15.
12. Савенко А.В. Розробка й обґрунтування комбінованої схеми пересування механізованих кріплень в очисних вибоях: Автореф. дис. канд. техн. наук / А.В. Савенко. – Донецьк: Інститут фізики гірничих процесів НАН України, 2007. – 22 с.
13. Савенко А.В. Исследования сдвижения горного массива на больших глубинах при высоких скоростях подвигания очистного забоя / А.В.Савенко, Е.Д.Нагорная // Физико-технические проблемы горного производства. Вып. 14. Физико-технические основы оценки состояния углеродного массива. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины, 2011. – С. 148 – 155.
14. Антипов И.В. Исследования ускорения конвергенции вмещающих пород в очистном забое шахты им. Челюскинцев / И.В.Антипов, А.В. Савенко, Е.Д. Нагорная, В.А. Данча, С.С. Пугач, И.В. Жуковцов, И.А. Бараненко // Наукові праці УкрНДМІ НАН України, вип. 10. – Донецьк: УкрНДМІ НАН України, 2012. – С. 35-45.
15. Стаднюк Е.Д. Эволюция моделей расчета шага обрушения основной кровли / Е.Д. Стаднюк, И.В. Жуковцов, С.В. Козырь // Физико-технические проблемы горного производства. Вып. 15. Физические, неомеханические и технологические проблемы добычи полезных ископаемых. – Донецк: Институт физики горных процессов НАН Украины, 2012. – С. 99-110.

Надійшла до редакції 26.03.2013

І.В. Антипов, А.В. Савенко, К.Д. Стаднюк, І.В. Жуковцов
Інститут фізики гірничих процесів НАН України
С.В. Козир (начальник дільниці, шахта "Трудівська")

ІНСТРУМЕНТАЛЬНІ СПОСТЕРЕЖЕННЯ КОНВЕРГЕНЦІЇ ПОРІД, ЩО ВМІЩАЮТЬ ВУГІЛЬНИЙ ПЛАСТ, І ЗСУВУ КРАЙОВОЇ ЧАСТИНИ ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТУ В ОЧИСНОМУ ВИБОЮ ШАХТИ "ТРУДІВСЬКА"

Наведено результати інструментальних спостережень конвергенції порід, що вміщують вугільний пласт, і зсуву крайової частини вугільного пласту в 8-й західній лаві пласту l_4 шахти "Трудівська". Зафіксовано різку зміну швидкостей конвергенції порід, що вміщують вугільний пласт, і зсуву крайової частини вугільного пласту в період виїмки вугілля комбайном й переміщення секцій механізованого кріплення. Встановлено, що вертикальні й горизонтальні деформації масиву відрізняються в часі.

Ключові слова: шахта, лава, масив, конвергенція, зсув, швидкість, прискорення.

I.V. Antypov, A.V. Savenko, E.D. Stadnyuk, I.V. Zhukovtsov
(post-graduate student, Institute of physics in mining processes NAS of Ukraine)
S.V. Kozyr (Head of department, "Trudovskaya" mine)

TOOL SUPERVISION OF CONTAINING BREEDS CONVERGENCE AND DISPLACEMENT OF COAL BED PART IN LONGWALL OF "TRUDOVSKAYA" MINE

Results of containing breeds convergence tool supervision and coal bed part displacement in 8th western lava of l_4 layer "Trudovskaya" mine are arise. Sharp change of convergence speeds of containing breeds and part of coal bed displacement in combine coal mining and mechanized sections moving is fixed. It is established that vertical and horizontal deformations of massif are separated in time.

Keywords: mine, lava, massif, convergence, displacement, speed, acceleration.

УДК 622.647.2

Е.М. АРЕФЬЕВ (инж., доц.)

Донецкий национальный технический университет

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ИЗМЕНЕНИЯ НАТЯЖЕНИЯ КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТЫ НА ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА ВИБРООЧИСТКИ

Проведено исследование влияния изменения натяжения ленты в процессе эксплуатации ленточного конвейера на параметры процесса виброочистки

Ключевые слова: ленточный конвейер, очистка конвейерной ленты, вибрационный очиститель, виброускорение, контактные силы в ленте

При транспортировании горной массы ленточными конвейерами налипший к ленте материал может привести к заштыбовке подконвейерного пространства и, в конечном итоге - к простоям оборудования. Кроме этого на очистку подконвейерного пространства приходится значительная доля небезопасного ручного труда. Предотвратить образование просыпи в подконвейерном пространстве можно за счет качественной очистки конвейерной ленты.

Анализ известных устройств для очистки лент позволяет сделать вывод о том, что вибрационные очистители, реализующие способ очистки ленты отрывом налипшей горной массы от рабочей обкладки ленты периодическим встряхиванием, являются наиболее перспективными, поскольку обладают такими достоинствами как: исключение взаимного износа рабочей обкладки конвейерной ленты (позволяет увеличить срок службы конвейерной ленты до 45-80% по сравнению со скребковыми очистителями [1]) и рабочего органа очистителя, снижение коэффициента сопротивления движению ленты, сохранение неизменной во времени степени очистки, выведение рабочего органа очистителя из загрязненной зоны и т. п.

Поступление на ленточный конвейер переменного грузопотока, а также работа конвейера в режиме скачивания груза перед штатной остановкой, предусмотренной правилами безопасной эксплуатации конвейера [2], приводят к изменению количества груза на ленте, а, следовательно, и сопротивления движению ленты и натяжения ленты в месте очистки. Натяжение ленты в месте очистки изменяется по отношению к номинальному (поступление максимального грузопотока): для конвейеров, привод которых работает в двигательном режиме (уклонных, штрековых и некоторых бремсберговых) - уменьшается, для конвейеров, привод которых работает в генераторном режиме (бремсберговых) - увеличивается. В результате возникают переходные режимы работы виброочистителя. В связи с этим, представляет интерес провести исследование влияния изменения натяжения ленты на качество ее очистки вибрационным очистителем.

На рисунке 1 представлены результаты исследований с использованием математической модели процесса вибрационной очистки конвейерной ленты [3] влияния на параметры процесса отношения натяжений ленты при пониженном грузопотоке $S_{нон}$ к номинальному $S_{ном}$ (поступление максимального грузопотока) для ленточного конвейера 2Л100У, привод которого работает в двигательном (рис. 1 а, б, в) и генераторном (рис. 1 г, д, е) режимах. На рисунке 1, а, г представлены виброускорения ленты, 1, б, д - контактные силы в ленте, 1, в, е - размахи колебаний рамы очистителя. Исследования проводились при постоянном моменте магнитной силы 1760 Нм, диапазон номинальных натяжений ленты для уклонного конвейера составлял от 20 до 100 кН, для бремсбергового – от 5 кН до 20 кН. Параметры очистителя выбирались исходя из условия равенства собственных частот очистителя и

ленты (один из наиболее эффективных режимов очистки [4]). Для каждого значения номинального натяжения ленты диапазон натяжений холостого хода по отношению к номинальному для уклонных конвейеров составлял от 1 до 0,2, для бремсберговых - от 1 до 5.

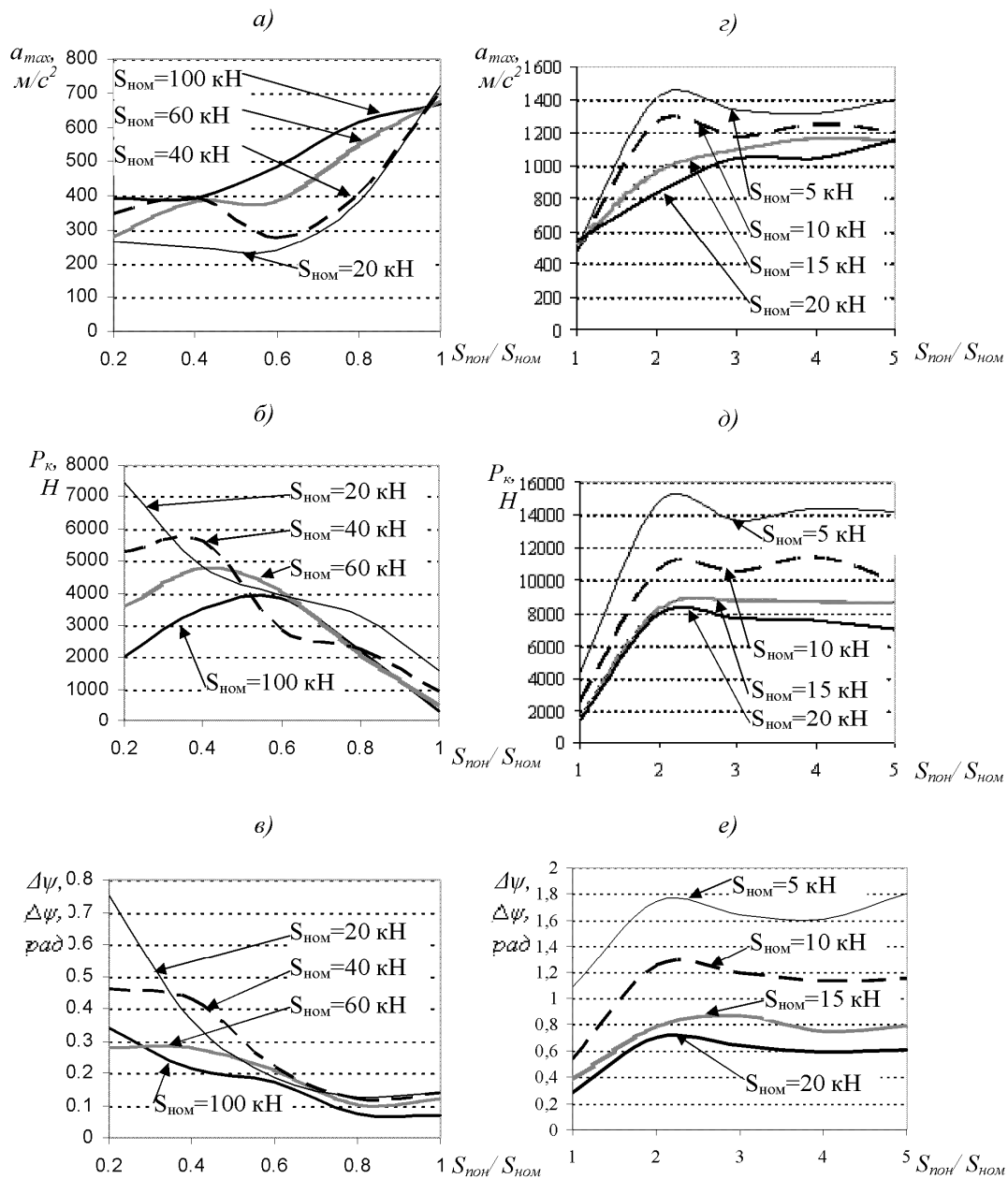


Рисунок 1 - Графики виброускорений ленты a_{max} (а, з), контактных сил в ленте $P_{\text{к}}$ (б, д), размахов колебаний рамы очистителя (в, е) от отношения натяжений ленты в режимах с пониженным грузопотоком и номинальным $S_{\text{пoн}}/S_{\text{нoм}}$ для различных номинальных натяжений ленты $S_{\text{нoм}}$ для уклонного (а, б, в) и бремсбергового (з, д, е) ленточного конвейера 2Л100У

Анализ графиков (рис. 1) показывает, что для уклонных конвейеров с малыми натяжениями (20 – 60 кН) снижение натяжения ленты в процессе уменьшения загрузки конвейера более чем на 20%-50% приводит к существенному (на 30% и более) падению виброускорений ленты (рис. 1, а), что снижает качество очистки, а также к увеличению контактной силы в ленте до 3-х раз и более (рис. 1, б), размаха

колебаний рамы очистителя до 0,25 и более радиан (рис. 1, в). Возможным вариантом исключения негативного влияния снижения виброускорений ленты в процессе разгрузки уклонного ленточного конвейера может быть определение параметров очистителя для минимального рабочего натяжения ленты. В этом случае при номинальной загруженности конвейера виброускорения ленты будут гарантированно выше требуемых. Увеличение размаха колебаний рамы очистителя будет конструктивно ограничиваться электромагнитным вибровозбудителем и упругими амортизаторами.

Для бремсберговых конвейеров повышение натяжения ленты в 2 раза в процессе работы, вызванное разгрузкой конвейера, приводит к существенному увеличению как виброускорений (в 1,5- 2,5 раза) (рис. 1, г), так и контактных сил в ленте (в 4- 7 раз) (рис. 1, д). Размах колебаний рамы очистителя при увеличении натяжения в 2 раза и более составляет от 0,7 до 1,75 радиан (рис. 1, е). На практике такие значения размаха колебаний рамы очистителя сложно реализовать в связи с ограниченностью пространства между грузовой и холостой ветвями конвейера в месте его разгрузки.

Таким образом, уменьшение натяжения ленты в процессе работы ленточного конвейера, обусловленное поступлением на конвейер переменного грузопотока, а также работой конвейера в режиме разгрузки перед штатной остановкой, приводит к существенному снижению ускорений ленты в поперечном направлении в зоне очистки. Следовательно, рациональные параметры виброочистителя необходимо определять для худшего случая его работы - минимального рабочего натяжения ленты.

Список использованной литературы

1. Кондрахин В.П. Оценка влияния виброочистки на срок службы конвейерной ленты / Кондрахин В.П., Арефьев Е.М., Хищенко Н.В. // Вестник харьковского национального автомобильно-дорожного университета. – 2012. – Вып. 57. – С. 292-295.
2. Правила безопасности в угольных шахтах / Государственный комитет Украины по промышленной безопасности, охране труда и горному надзору; Гос. ком. Украины по пром. безопасности, охране труда и горному надзору. - Харьков : Форт, 2010. - 256с.
3. Кондрахин В.П. Математическая модель процесса вибрационной очистки конвейерной ленты / Кондрахин В.П., Арефьев Е.М., Хищенко Н.В. // Научные труды Донецкого нац. техн. ун-та. Серия горно-электромеханическая. - Донецк, 2012. - Вып. 23(196). - С. 83-91.
4. Кондрахин В.П. Установление закономерностей процесса вибрационной очистки конвейерной ленты // Кондрахин В.П., Арефьев Е.М. // Матеріали VI науково-практичної конференції Донбас-2020: Перспективи розвитку очима молодих вчених – Донецьк: ДонНТУ, 2012. – С.393-396.

Надійшла до редколегії 26.03.2013

Є.М. Ареф'єв
Донецький національний технічний університет, Донецьк

Проведене дослідження впливу зміни натягу стрічки в процесі експлуатації стрічкового конвеєра на параметри процесу віброочищення

Ключові слова: стрічковий конвеєр, очищення конвеєрної стрічки, вібраційний очисник, віброприскорення, контактні сили в стрічці

E.M. Artyefyev
Donetsk National Technical University, Donetsk

The influence of changes in tension belts during operation of the conveyor belt to the process parameters vibration cleaning

Keywords: conveyor belt, conveyor belt cleaning, vibratory cleaner, acceleration, contact force in the belt

УДК 622.647.2

Е.М. АРЕФЬЕВ (инж., доц.)

Донецкий национальный технический университет

ОЦЕНКА ТОЛЩИНЫ НЕОТДЕЛЕННОГО В РЕЗУЛЬТАТЕ ВИБРООЧИСТКИ СЛОЯ ГОРНОЙ МАССЫ НА КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТЕ

Определена толщина неотделенного слоя горной массы с учетом периодического характера взаимодействий вибрационного очистителя и конвейерной ленты, скорости ее движения и частоты колебаний.

Ключевые слова: ленточный конвейер, очистка конвейерной ленты, вибрационный очиститель, виброускорение, толщина неотделенного слоя горной массы

Одной из основных проблем при решении задач повышения надежности и снижения трудоемкости обслуживания ленточных конвейеров, транспортирующих горную массу, является недостаточно эффективная очистка ленты, что приводит к ее повышенному износу, отказам узлов и оборудования.

Перспективными являются очистители, реализующие бесконтактное вибрационное воздействие на загрязняющую примазку и обеспечивающие исключение взаимного износа рабочей обкладки конвейерной ленты и рабочего органа очистителя, выведение рабочего органа очистителя из загрязненной зоны и т.д. В связи с этим представляют научный интерес дальнейшие исследования вибрационных средств очистки конвейерных лент.

При виброочистке на конвейерной ленте остается неотделенный слой горной массы, который условно можно разделить на:

- адгезионный слой, контактирующий непосредственно с лентой [1];
- слой, толщина которого соответствующий максимальному ускорению при виброочистке [2];
- слой, толщина которого обусловлена периодическим характером контакта рабочего органа с лентой.

В рассмотренных источниках [1, 2] оценка толщины неотделенного в результате виброочистки слоя горной массы с учетом периодического характера контакта рабочего органа с лентой не проводилась.

Автором статьи поставлена задача повысить точность оценки качества виброочистки за счет учета толщины слоя, обусловленного периодическим характером контакта рабочего органа с лентой.

В процессе виброочистки на участки конвейерной ленты действуют различные ускорения в поперечном направлении. Это объясняется особенностью движения ленты между роlikоопорами – амплитуда ее колебаний, а, следовательно, и виброускорения увеличиваются от роlikоопор к середине пролета. В результате на конвейерной ленте после очистки, кроме адгезионного, образуется остаточный слой с периодически изменяющейся толщиной (рис. 1). Толщина этого слоя обратно пропорциональна виброускорению ленты в соответствующем сечении и минимальна в плоскости контакта рабочего органа с лентой.

За период колебаний лента смещается на расстояние, равное произведению скорости ее движения V и периода колебаний $T_{л} = 1/f_{л}$. Здесь $f_{л} = f$ – частота вынужденных колебаний ленты, соответствующая частоте колебаний виброочистителя f .

Средняя толщина неотделенного слоя налипшей горной массы, с учетом неравномерности, вызванной периодическим характером контакта рабочего органа очистителя с движущейся лентой, может быть определена выражением:

$$h_{n.c.p} = \frac{1}{V/2f} \frac{l'_p}{2} \int h'_n(x) dx + h_{адг}, \quad (1)$$

где $h'_n(x) = \frac{\sigma}{\gamma(a(x) + g \cos \beta)}$ - толщина слоя налипшей горной массы, на расстоянии x от роlikоопоры (без учета адгезионного слоя);
 l'_p - расстояние между роlikоопорами в месте очистки ленты;
 $h_{адг}$ - толщина адгезионного слоя налипшей горной массы [3];
 σ - прочность прилипания горной массы на отрыв от адгезионного слоя [3];
 γ - плотность налипшей горной массы;
 $a(x)$ - ускорение сечения конвейерной ленты, находящегося на расстоянии x от роlikоопоры;
 g - ускорение свободного падения;
 β - угол наклона конвейера.

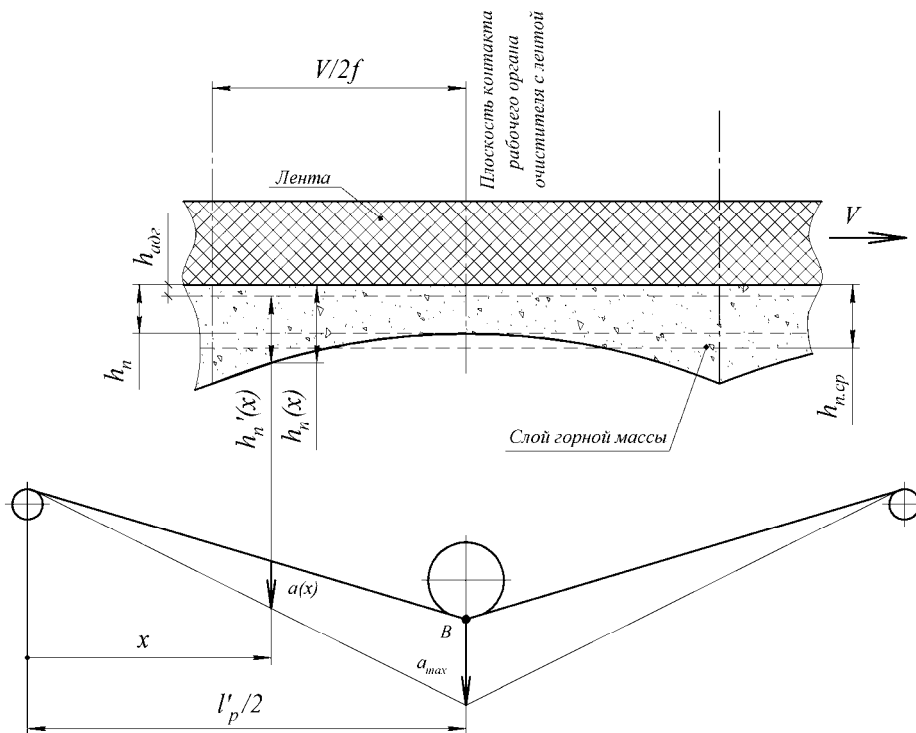


Рисунок 1 - Механизм образования неравномерности толщины слоя налипшей горной массы, обусловленной периодическим характером контакта рабочего органа очистителя с движущейся лентой

С учетом того, что профиль ленты при виброочистке может быть задан прямолинейными отрезками, изменение виброускорения ленты происходит линейно на участке между роlikоопорами и серединой пролета:

$$a(x) = \frac{2x \cdot a_{\max}}{l'_p}, \quad (2)$$

где a_{\max} - максимальное ускорение ленты в поперечном направлении (в плоскости удара рабочего органа по конвейерной ленте).

h_n - минимальная толщина неотделенного слоя горной массы (соответствует максимальному ускорению ленты в поперечном направлении);

$h_n(x)$ - толщина слоя налипшей горной массы, на расстоянии x от роlikоопоры (с адгезионным слоем)

С учетом линейного закона изменения виброускорений в месте очистки ленты средняя толщина неотделенного слоя будет определяться выражением:

$$h_{n.ср} = \frac{f l'_p \sigma}{2 \gamma a_{\max} V} \ln \left| \frac{a_{\max} + g \cos \beta}{\frac{2 a_{\max}}{l'_p} \left(\frac{l'_p}{2} - \frac{V}{2f} \right) + g \cos \beta} \right| + h_{адг}. \quad (3)$$

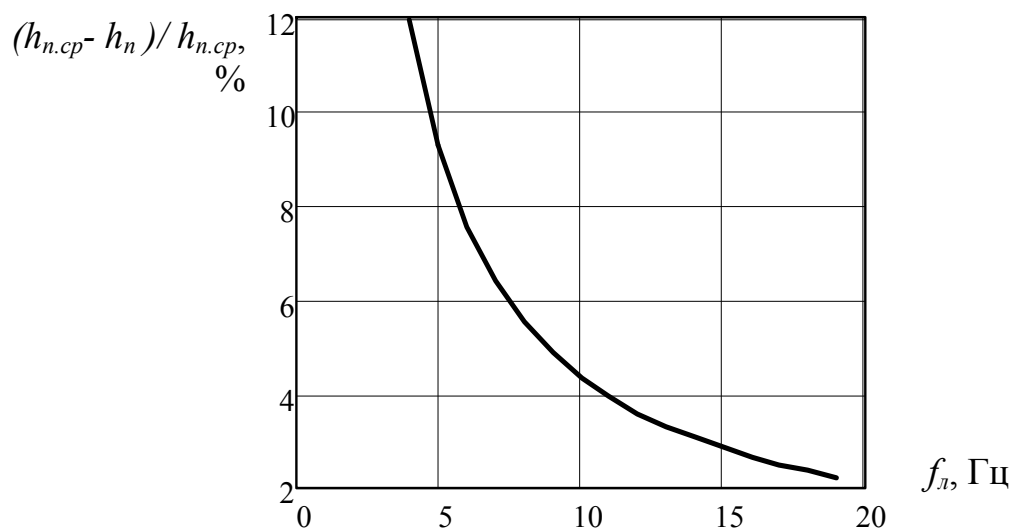


Рисунок 2 - Относительное увеличение средней толщины слоя горной массы, вызванное периодическим характером контакта рабочего органа очистителя с лентой для диапазона собственных частот ленты конвейера 2Л100У

Анализ зависимости (3) показывает, что относительное увеличение средней толщины слоя горной массы, обусловленное периодическим характером контакта

рабочего органа очистителя с движущейся лентой, зависит, в том числе, от частоты колебаний виброочистителя f и скорости движения V ленты.

Поскольку вибрационные очистители устанавливаются в непосредственной близости после разгрузочного барабана, то можно считать, что натяжение ленты в месте очистки равно натяжению в точке ее набегания на разгрузочный барабан. Тяговые расчеты показали, что для конвейера 2Л100У натяжение ленты в месте очистки изменяется от 5 кН для бремсбергового конвейера до 105 кН для уклонного конвейера. Как показали результаты исследований [4] оптимальные значения частоты возмущения для конвейера 2Л100У составили (1,0 ... 1,1) от собственной частоты ленты. С использованием оригинального алгоритма, учитывающего условия эксплуатации конвейеров и описанного в работе [5] был получен диапазон собственных частот колебаний ленты $f_{0,л}$ для конвейера 2Л100У, который составил от 4 Гц до 22 Гц (меньшие значения для бремсберговых, большие - для уклонных конвейеров).

На рис. 2 представлена зависимость относительного увеличения средней толщины слоя горной массы, обусловленного периодическим характером контакта рабочего органа очистителя с лентой для диапазона рабочих частот виброочистителя конвейера 2Л100У.

Анализ полученной зависимости (рис. 2) позволяет сделать вывод о том, что составляющая толщины неотделенного в результате виброочистки слоя горной массы, обусловленная периодическим характером контакта рабочего органа с лентой, составляет от 2,5 до 12% от минимальной толщины остаточного слоя, причем большие значения соответствуют бремсберговому конвейеру. Это объясняется малым натяжением ленты в месте очистки, а, следовательно, и низкой частотой ее собственных колебаний для конвейеров данного типа.

Таким образом, расчет толщины остаточного слоя горной массы с учетом движения ленты и периодического характера контакта рабочего органа очистителя с лентой позволит повысить точность оценки качества ее очистки до 12 %.

Список использованной литературы

1. Экспериментальное исследование зависимости прочности прилипания угольной примазки на отрыв к конвейерной ленте от влажности / Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В., Мерзлякин А.В. // Подъемно-транспортная техника. – 2009. – №2(30). – С.47-53.
2. Сравнительный анализ качества очистки конвейерных лент ножевыми и вибрационными очистителями / Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В., Мерзлякин А.В. / Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. - №2. –С.202-209.
3. Обоснование условия образования и оценка толщины адгезионного слоя угольной примазки на конвейерной ленте / Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В. // Материалы научно-технической конференции «Проблемы эксплуатации оборудования шахтных стационарных установок», посвященной 80-летию со дня основания НИИГМ им. М.М. Федорова - Донецьк: ВАТ «НДІГМ ім. М.М. Федорова», 2009.
4. Кондрахин В.П. Установление закономерностей процесса вибрационной очистки конвейерной лентой // Кондрахин В.П., Арефьев Е.М. // Матеріали VI науково-практичної конференції Донбас-2020: Перспективи розвитку очима молодих вчених – Донецьк: ДонНТУ, 2012. – С.393-396.
5. Исследование режимов работы вибрационного очистного устройства конвейерных лент / Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В., Мерзлякин А.В. / Проблеми експлуатації обладнання шахтних стаціонарних установок: збірник наукових праць. – Донецьк: ВАТ «НДІГМ ім. М.М. Федорова», 2008-2009. – С. 383-395.

Надійшла до редколегії 26.03.2013

Є.М. Ареф'єв

Донецький національний технічний університет, Донецьк

Визначена товщина залишкового шару гірничої маси з урахуванням періодичного характеру взаємодії вібраційного очисника та конвеєрної стрічки, швидкості її руху та частоти коливань.

Ключові слова: стрічковий конвеєр, очищення конвеєрної стрічки, вібраційний очисник, віброприскорення, товщина невідокремленого шару гірничої маси

E.M. Aryefyev

Donetsk National Technical University, Donetsk

Determine the thickness of the residual layer of rock with the periodic nature of the interactions vibrating cleaner with conveyor belt with the speed of its movement and oscillation frequency.

Keywords: conveyor belt, conveyor belt cleaning, vibratory cleaner, acceleration, thick layer of un-rock mass

УДК 622.28.043.2

Г.В. БАБИЮК (д-р техн. наук, проф.)**А.А. ЛЕОНОВ (канд. техн. наук, доц.)****В.Ф. ПУНТУС (асс.)**

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск, Украина

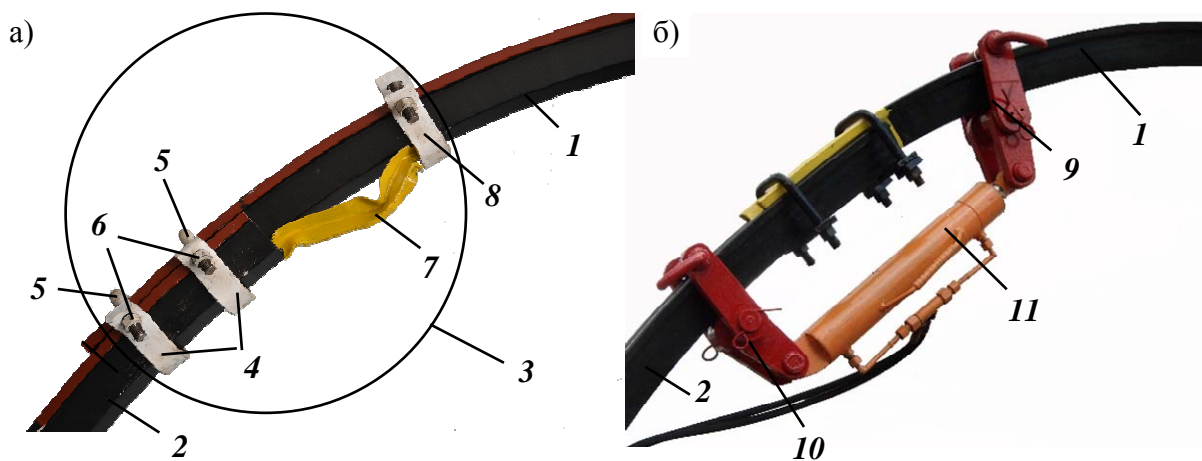
РАСПОРНО-ПОДАТЛИВАЯ КРЕПЬ С РЕГУЛИРУЕМЫМИ ПАРАМЕТРАМИ

Предложена конструкция распорно-податливой крепи из специального профиля с регулируемым режимом работы. Приведены результаты теоретических исследований ее параметров.

Ключевые слова: подготовительная выработка, податливая крепь, устойчивость, деформирование, несущая способность.

Поддержание подготовительных выработок при интенсивном проявлении горного давления, характерном для большинства шахт Донбасса, является одной из актуальных проблем подземной угледобычи. В настоящее время назначение параметров крепи производится на стадии проектирования и сводится к выбору сечения выработки, сопротивления в податливом режиме, типа профиля, плотности установки рам, числа узлов и конструктивной податливости. Существенным недостатком такого подхода является то, что параметры крепи, принятые на стадии ее проектирования, нельзя корректировать в процессе эксплуатации выработки. В результате этого при изменении геомеханической ситуации крепь деформируется, а выработку приходится ремонтировать.

Цель работы состояла в разработке конструкции крепи из спецпрофиля с регулируемым режимом работы и обосновании ее параметром путем теоретических исследований устойчивости деформируемых систем.



1 – верхняк; 2 – стойка; 3 – распорно-податливый узел;
4 – прижимная фигурная планка; 5 – скоба; 6 – гайка; 7 – вкладыш;
8 – съемный упор; 9, 10 – эксцентриковые захваты; 11 – гидроцилиндр;

Рис. 1. Общий вид распорно-податливой крепи:
а – с деформированным вкладышем таврового сечения;
б – с установленным гидроцилиндром для распора арки и установки вкладыша

На рис. 1 представлена предлагаемая конструкция крепи [1]. Данная крепь оснащена распорно-податливыми узлами, которые позволяют регулировать пара-

метры крепи при эксплуатации выработки. В состав узлов входят регулировочные вкладыши повышенного сопротивления, которые деформируются вследствие потери устойчивости. Параметры работы крепи регулируются за счет изменения формы, длины и момента сопротивления вкладышей в узлах податливости. Для предупреждения работы крепи в нежелательных режимах при эксплуатации выработки периодически контролируют процесс деформирования вкладышей. Для этого в выработке оборудуют специальные наблюдательные пункты, которые состоят из вкладышей и измерительных устройств. Их монтируют в узлах податливости в месте нумерации пикетов через 10-20 м для автоматизированного измерения податливости узлов и прогиба вкладыша. Данные о состоянии вкладыша передаются по каналам связи на пункт принятия информации на поверхности шахты. По полученной информации определяют усилия сопротивления узла податливости в данный момент, оценивают взаимосвязь деформаций разрушенных вокруг выработки пород со смещениями арки крепи, диагностируют форму проявления горного давления и, если ситуация становится критической, принимают решения по управлению состоянием крепи и пород в зоне неупругих деформаций путем замены деформированных вкладышей на новые и силового распора арки с помощью гидроцилиндров, монтируя их непосредственно на раме. Управление гидроцилиндрами осуществляется передвижными насосными гидравлическими станциями, например, НЕР-300.

Для обоснования параметров предлагаемой крепи проведены теоретические исследования предельной сжимающей нагрузки для вкладышей. Согласно существующим подходам к анализу деформируемых систем [2] под действием сжимающей силы $P > P_{кр}$ (где $P_{кр}$ – некоторое критическое значение) во вкладыше, рассматриваемом как упругий стержень, возникают изгибающие моменты, линейная зависимость между нагрузками и деформациями нарушается и наблюдается сильное нарастание прогибов при малом увеличении сжимающей силы. Это явление называется продольным изгибом. Переход в критическое состояние, как правило, сопровождается потерей устойчивости.

Впервые задача определения критической силы для центрально сжатого стержня была решена Л. Эйлером (1774 г.). Критической силой по Эйлеру называется наименьшее значение сжимающей силы, приложенной к прямолинейному стержню, при котором наблюдается изгиб стержня. Величину критической силы определяют по формуле:

$$P_{кр} = \frac{\pi^2 \cdot E \cdot J_{\min}}{(\mu \cdot l)^2} \quad (1)$$

где E – модуль упругости материала, из которого изготовлен вкладыш; J_{\min} – минимальный момент инерции вкладыша; l – длина вкладыша; μ – коэффициент приведения длины, зависящий от способа закрепления вкладыша.

Формулой Эйлера не всегда можно пользоваться. При ее выводе использовалась гипотеза о линейно-упругом характере работы материала по закону Гука, который справедлив до тех пор, пока напряжения не превосходят предела пропорциональности.

Для того чтобы установить пределы применимости формулы Эйлера, определим критическое напряжение, т.е. напряжение, возникающее в поперечном сечении вкладыша при действии критической нагрузки,

$$\sigma_{кр} = \frac{P_{кр}}{A} = \frac{\pi^2 \cdot E \cdot J_{\min}}{(\mu \cdot l)^2 \cdot A} = \frac{\pi^2 \cdot E}{(\mu \cdot l/i)^2}, \quad (2)$$

где A – площадь поперечного сечения вкладыша; $i = \sqrt{J_{\min}/A}$ – наименьший радиус инерции поперечного сечения стержня.

Обозначим $\lambda = \mu \cdot l / i$. Величина λ называется гибкостью стержня, следовательно, критические напряжения равны

$$\sigma_{кр} = \frac{\pi^2 \cdot E}{\lambda^2}. \quad (3)$$

Приравнявая критические напряжения пределу пропорциональности, получаем выражение для предельного значения гибкости

$$\lambda'_0 = \sqrt{\frac{\pi^2 \cdot E}{\sigma_{пц}}}, \quad (4)$$

где $\sigma_{пц}$ – предел пропорциональности материала.

Исходя из вышеизложенного, можно сделать следующий вывод. Для вкладышей, обладающих гибкостью $\lambda > \lambda'_0$, величина предельной сжимающей нагрузки должна определяться по формуле Эйлера. Если же $\lambda < \lambda'_0$, то формулой Эйлера пользоваться нельзя. Для низкоуглеродистых сталей $\sigma_{пц} = 200$ МПа и $E = 2,0 \cdot 10^5$ МПа

$$\lambda'_0 = \sqrt{\frac{\pi^2 \cdot E}{\sigma_{пц}}} = \sqrt{\frac{3,14^2 \cdot 2 \cdot 10^{11}}{200 \cdot 10^6}} = 99,3 \approx 100.$$

Если стержень работает за пределами линейно упругих деформаций критическую силу необходимо вычислять по формуле Тетмайера–Ясинского. На основе аппроксимации большого числа экспериментальных данных Ф.С. Ясинский предложил следующую эмпирическую формулу для определения критических напряжений:

$$\sigma_{кр} = a - b \cdot \lambda, \quad (5)$$

где a и b – коэффициенты, зависящие от материала стержня.

Для низкоуглеродистых сталей $a = 310$ МПа, $b = 1,14$ МПа.

Необходимо отметить, что при малой гибкости стержня вместо потери устойчивости достигается опасное состояние материала, из которого изготовлен стержень, и формулой Ясинского пользоваться нельзя. В низкоуглеродистых сталях опасное состояние материала соответствует появлению пластических деформаций. Следовательно, формула Ясинского применима, если выполняется следующее условие $\sigma_{кр} < \sigma_m$. Тогда, принимая $\sigma_m = 240$ МПа, определим предельное значение гибкости:

$$\lambda_0'' = \frac{a - \sigma_m}{b} = 61,4.$$

Исследование зависимости предельной сжимающей нагрузки вкладышей от влияющих факторов (способа закрепления, длины, формы и размеров поперечного сечения) производилось с использованием программного пакета Maple [3]. Расчеты проведены для вкладышей в форме составного тавра, швеллера и составного прямоугольного поперечного сечения. Исследования показали, что несущая способность вкладышей изменяется в довольно широких пределах: от 2 кН (для вкладыша прямоугольного сечения 4×50 мм длиной 500 мм) до 276 кН (для вкладыша из швеллера №8 длиной 50 мм).

В качестве примера на рис.2 представлены зависимости изменения несущей способности вкладышей для различных видов закреплений и форм поперечного сечения.

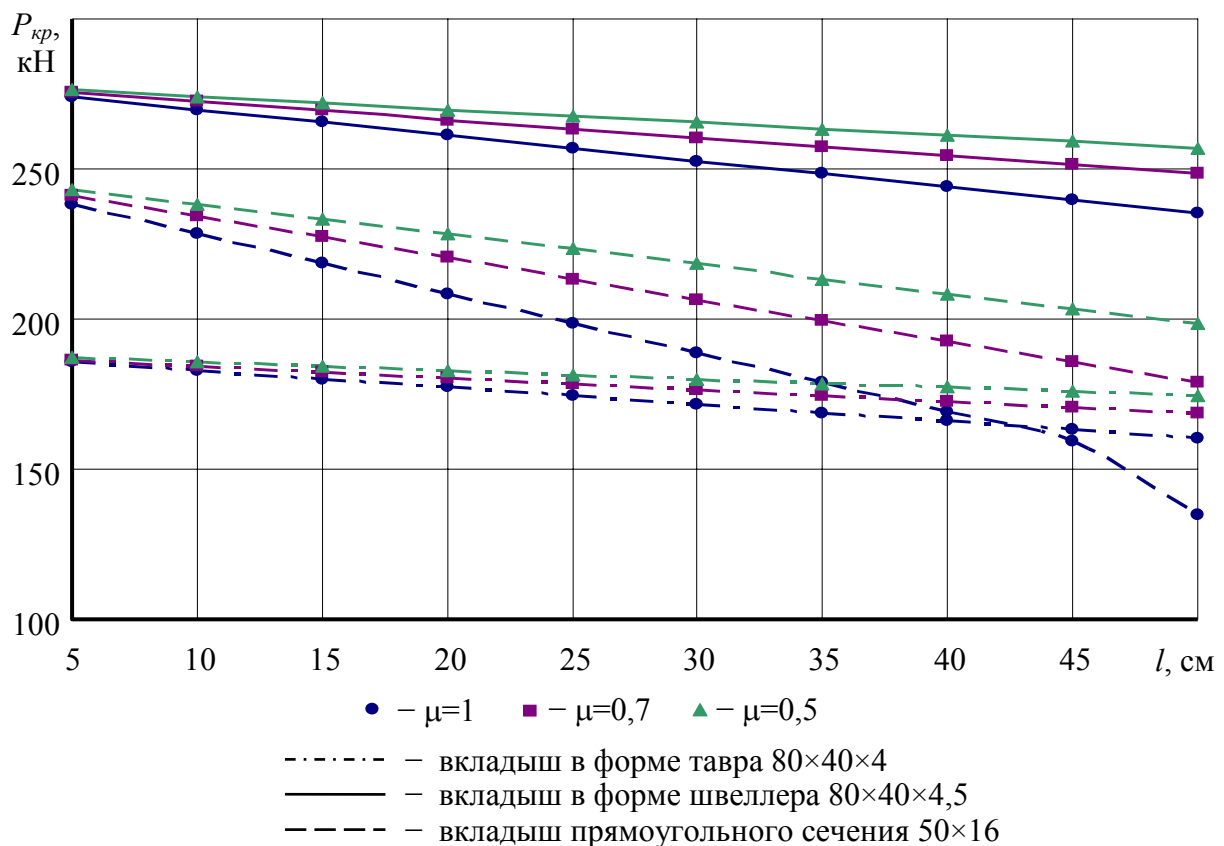


Рис. 2. Зависимости изменения предельной несущей способности вкладышей для различных видов закреплений и форм поперечного сечения

Из анализа рисунка следует, что для всех форм поперечного сечения вкладыша и во всем диапазоне изменения параметров (за исключением прямоугольного вкладыша длиной $l=50$ см при шарнирном его закреплении) справедливой является формула Ф.С. Ясинского (5). Расчеты с использованием этой формулы свидетельствуют, что, независимо от формы сечения вкладышей, наибольшая их несущая способность достигается при двух защемленных концах ($\mu=0,5$) и минимальной длине. По мере роста длины вкладышей критическая сила уменьшается, причем максимальное снижение достигается при шарнирном закреплении их концов, то

есть при значении коэффициента приведения длины стержня $\mu=1$. Снижение несущей способности вкладышей с прямоугольной формой поперечного сечения происходит более стремительно, чем для вкладышей в форме тавра и швеллера. Следует заметить, что критическая сжимающая нагрузка для вкладыша должна ограничиваться предельной несущей способностью профиля крепи, определяемой из условия образования пластического шарнира в самом нагруженном сечении.

Таким образом, для управления сопротивлением крепи в податливом режиме и приближения его к несущей способности крепи следует применять вкладыши в виде швеллера или тавра, изготовленного из двух уголков. Для более точного определения параметров вкладыша необходимо решить задачу о деформировании стержня при нагрузках превышающих критические с учетом сближения концов стержня, реальной величины прогиба, углов поворота на краях стержня и пластической стадии работы материала.

Список использованной литературы

1. Пат. 63550 Україна, МПК⁹ E 21 D 11/14. Адаптивне розпірно-піддатливе кріплення / Г.В. Бабіюк, А.О. Леонов (Україна); заявник і патентовласник Донбас. держ. техн. ун-т. – №и 20110376, заявл. 25.03.2011; опубл. 10.10.2011, Бюл. №19.
2. Беляев Н.М. Сопротивление материалов / Н.М. Беляев. – М.: Главная редакция физико-математической литературы изд-ва «Наука», 1976. – 608 с.
3. Кирсанов М.Н. Maple и Maple / М.Н. Кирсанов. – Решения задач механики: Учебное пособие. – СПб.: Издательство «Лань», 2012. – 512 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Г.В. Бабіюк, А.О. Леонов, В.Ф. Пунтус

У статті запропонована конструкція розпірно-піддатливого кріплення із спеціального профілю з режимом роботи, що регулюється. Наведено результати теоретичних досліджень її параметрів.

Ключові слова: підготовка виробки, піддатливе кріплення, стійкість, деформування, тримальна здатність.

G. Babiuk, A. Leonov, V. Puntus

In article the construction of expansion-type and a yielding support from a special profile with an adjustable operating mode is offered. The results of theoretical researches of parameters of this support are given.

Keywords: development opening, a yielding support, stability, deformation, supporting capacity.

УДК 622.413

Н.С. БІЛА (ст. викладач)

Донецький національний технічний університет, Донецьк

ОСНОВНІ ВИЗНАЧЕННЯ, НОРМАТИВНА БАЗА І АКТУАЛЬНІСТЬ ПРОБЛЕМИ ЕЛЕКТРОБЕЗПЕКИ

У статті наведені основні визначення з електробезпеки, нормативна база та актуальність проблеми електробезпеки працюючих.

Ключові слова: електробезпека, струм, електротравма, приміщення, небезпека, ураження, ланцюг, мережа, нейтралль, електроустановка.

Електробезпека – система організаційних і технічних заходів і засобів, що забезпечують захист людей від шкідливої і небезпечної дії електричного струму, електричної дуги, електричного поля і статичної електрики (ГОСТ 12.1.009-76. ССБТ. Электробезопасность. Термины и определения).

За режимом нейтралі електроустановки поділяються на:

- напругою понад 1 кВ в мережах з ефективно заземленою нейтраллю, для яких характерні порівняно великі струми замикання на землю;
- напругою понад 1кВ в мережах з ізольованою нейтраллю, для яких характерні малі струми замикання на землю;
- напругою понад 1 кВ в мережах з глухо заземленою нейтраллю.

За багаторічними статистичними даними електротравми в загальному виробничому травматизмі складають близько 1%. Але якщо розглядати тільки ті нещасні випадки, які призводять до інвалідності або смерті потерпілих, то виявляється, що до 40% їх є наслідками ураження електричним струмом, тобто більше ніж будь-якої іншої причини. При цьому до 80% таких нещасних випадків припадає на електричні мережі напругою понад 1000 В. В абсолютному вигляді електротравматизм і Україні, наприклад, за 2011 рік, характеризується наступними показниками: всього зафіксовано виробничих електротравм близько 500, в тому числі смертельних близько 150.

Тяжкість наслідків дії на людину електричного струму визначається величиною, родом і частотою струму, електричним опором тіла людини, тривалістю дії, напрямком походження струму через тіло, індивідуальними властивостями людини, схемою доторкання її до ланцюга струму та умовами середовища. Величина струму, що проходить через тіло людини, є вирішальним фактором, і визначається наслідком ураження: чим більший струм, тим небезпечніше його дія. Людина починає відчувати змінний струм, що проходить крізь неї, 0,5 – 1,5 мА (при частоті 50 Гц), а постійний – 5 – 7 мА. Шлях струму через тіло людини суттєво впливає на тяжкість ураження. Особливо небезпечно, коли струм проходить через життєва важливі органи і безпосередньо на них впливає. Можливі шляхи струму через тіло людини називають петлями струму: «рука-рука», «голова-ноги»Ю «рука-ноги». Серед випадків з важкими і смертельними наслідками частіше спостерігаються петлі «рука-рука» (40%), «права рука-ноги» (20%), «ліва рука-ноги» (17%). Особливо небезпечними є петлі «голова-руки» і «голова-ноги». Чинниками виробничого середовища, які впливають на безпеку ураження людини електричним струмом, є температура повітря в приміщенні, вологість повітря, запиленість повітря, наявність в повітрі хімічно активних речовин. За чинниками виробничого середовища ПУЕ виділяють наступні типи приміщень:

- гарячі, температура в яких впродовж доби перевищує 35°C;

- вологі, відносна вологість в яких не перевищує 75%, тобто знаходиться в межах допустимої за гігієнічними нормативами⁴
- сирі, відносна вологість в яких більше 75%, але менше вологості насичення;
- запилені, в яких пил проникає в електричні апарати та інші споживачі електроенергії і осідає на струмовідні частини, при цьому такі приміщення із струмопровідними і не струмопровідним пилом;
- приміщення з хімічно агресивним середовищем, яке призводить до порушення ізоляції, або біологічним середовищем, що у вигляді плісняви утворюється на електрообладнанні.

Відповідно до ПУЕ приміщення за небезпекою електротравм поділяються на три категорії:

- без підвищеної небезпеки;
- з підвищеною небезпекою;
- особливо небезпечні.

Категорія приміщення визначається наявністю в приміщенні чинників підвищеної або особливої небезпеки електротравм.

Приміщення без підвищеної небезпеки – це сухі (без пилу) незапилені приміщення з нормальною температурою повітря та ізолюючими підлогами.

Приміщення з підвищеною небезпекою характеризуються такими умовами: відносна вологість повітря перевищує 75%; під впливом різноманітних теплових випромінювань температура повітря постійно або періодично (більше однієї доби) перевищує 35°C; виділення струмопровідного технологічного пилу в такій кількості, що він може осідати на дроті, проникаючи всередину електричних машин і апаратів; підлоги струмопровідні; можливість одночасного доторкання до металоконструкцій, будов, металевих улаштувань (що мають з'єднання із землею), з одного боку, і до металевих корпусів електрообладнання - з іншого.

Приміщення особливо небезпечні: відносна вологість повітря близька до 100% (стеля, стіни, речі, що знаходяться у приміщенні, покриті вологою); хімічно активне середовище – постійно або протягом тривалого часу міститься агресивна пара, гази, рідини, які руйнують ізоляцію і струмоведучі частини електрообладнання.

Причини електротравм.

При електротравмах виділяються технічні, організаційно-технічні, організаційні і організаційно-соціальні причини.

До технічних причин відносяться: недосконалість конструкції електроустановки та засобів захисту, допущені недоліки при виготовленні, монтажу і ремонті електроустановки, несправності електроустановок і захисних засобів, що виникають в процесі експлуатації установок, невідповідність будови електроустановок і захисних засобів умовам їх застосування. До організаційно-технічних причин відносяться: невиконання вимог чинних нормативів щодо контролю параметрів технічного стану електроустановок; помилки в знятті напруги з електроустановок при виконанні в них робіт без перевірки відсутності напруги на електроустановці, на якій працюють люди; відсутність огорожень або невідповідність їх конструкцій, помилки в накладанні і знятті переносних заземлень або їх відсутність.

До основних організаційних причин електротравм відносяться:

- недостатня укомплектованість електротехнічної служби працівниками відповідної кваліфікації;
- відсутність на підприємстві посадових інструкцій для електротехнічного персоналу та інструкцій з безпечного обслуговування та експлуатації електроустановок;

- недостатня підготовленість персоналу з питань електробезпеки, несвоєчасна перевірка знань;
- недотримання вимог щодо безпечного виконання робіт в електроустановках за нарядами-допусками, розпорядженнями та в порядку поточної експлуатації;
- неефективний нагляд, відомчий і громадський контроль за дотриманням вимог безпеки при виконанні робіт в електроустановках та їх експлуатації.

До основних організаційно-соціальних причин електротравм відносяться змушене виконання не за спеціальністю електробезпечних робіт, негативне відношення до виконуваної роботи, залучення працівників до понадурочних робіт, порушення виробничої дисципліни, залучення до роботи осіб віком 18 років.

Небезпека ураження людини електричним струмом. Ураження людини під час дотику до струмопровідних частин залежить від схеми вмикання людини в електричну мережу, напруги в мережі, схеми самої мережі, режиму нейтралі мережі, опору ізоляції фаз устаткування або мережі, ємності струмопровідних частин відносно землі тощо. Схема вмикання людини до електричного ланцюга є дуже важливим фактором, що визначає важкість наслідку ураження струмом. Людина може включитися до струму вмиканням в ланцюг струму між двома дротами, одним дротом і землею, двома дротами і землею, двома точками землі, що мають різні потенціали. Найхарактерніші перші дві схеми. Першу схему називають двофазним, а другу – однофазним вмиканням до електричного ланцюга.

Двофазне вмикання – одночасне вмикання фаз електроустаткування, яке знаходиться під напругою. Таке вмикання найнебезпечніше, оскільки в такому випадку людина опиняється під повною лінійною напругою мережі, внаслідок чого через неї піде струм, мА:

$$I_{\text{л}} = \frac{U_{\text{л}}}{R_{\text{л}}} = \frac{\sqrt{3} \cdot U_{\text{ф}}}{R_{\text{л}}}, \quad (1)$$

де $I_{\text{л}}$ – лінійна напруга, що дорівнює напрузі між фазними провідниками, В;

$R_{\text{л}}$ – опір тіла людини, Ом;

$U_{\text{ф}}$ – фазна напруга, що дорівнює напрузі між початком і кінцем однієї обмотки, В.

При двофазному вмиканні небезпека ураження не зменшується і тоді, коли людина буде надійно ізольована від землі, тобто якщо в неї буде гумове (на діелектричній підшві) взуття або вона буде стояти на діелектричній підлозі (килимі).

Однофазне вмикання при нормальному режимі електромережі менш небезпечне, ніж двофазне, оскільки напруга, що діє на людину, не перевищує фазного, тобто менше лінійного в 1,73 рази. Відповідно меншим виявляється струм, що проходить через людину. На величину цього струму впливає також режим нейтралі джерела струму, опір підлоги, на якій стоїть людина, опір її взуття та деякі інші фактори.

Однофазне вмикання до мережі з глухозаземленою нейтраллю при нормальному режимі роботи мережі (тобто нема замикання на землю) призводить до дії на

людину струму, мА:

$$I_{\text{л}} = \frac{U_{\text{ф}}}{R_{\text{л}} + R_{\text{в}} + R_{\text{п}} + R_{\text{н}}}, \quad (2)$$

де $U_{\text{ф}} = 220\text{В}$ – фазна напруга мережі, В;

$R_{\text{л}}, R_{\text{в}}, R_{\text{п}}, R_{\text{н}}$ – відповідно опір людини, взуття, підлоги і нейтралі.

Приблизно те саме маємо при однофазному вмиканні до мережі з ізольованою нейтраллю в нормальному режимі роботи. У цьому випадку велике значення має опір ізоляції фаз, мА:

$$I_{\text{л}} = \frac{U_{\text{ф}}}{R_{\text{л}} + R_{\text{в}} + R_{\text{н}} + \frac{R_{\text{із}}}{3}} \cdot 1000, \quad (3)$$

де $R_{\text{із}}$ – опір ізоляції однієї фази мережі відносно землі, Ом.

Якщо навіть $R_{\text{в}} = 0$, $R_{\text{н}} = 0$, опір ізоляції не менше 500000 Ом, то навіть і тоді струм $I_{\text{л}} = 1,3$ мА буде теж безпечним. В аварійних режимах роботи мереж, коли має місце замикання однієї з фаз на землю, небезпека ураження зростає. Так, доторкання до однієї фази мережі з ізольованою нейтраллю, яка знаходиться в такому режимі, дуже небезпечно, оскільки в цьому випадку напруга не пошкоджених фаз відносно землі може зрости від фазного до лінійного. У таких умовах однофазне доторкання майже рівнозначне двофазному, мА:

$$I_{\text{л}} = \frac{U_{\text{л}}}{R_{\text{л}} + R_{\text{к}}} \cdot 1000, \quad (4)$$

де $R_{\text{к}}$ – перехідний опір у місці замикання на землю, Ом.

У мережах напругою вище 1000В небезпека однофазного і двофазного вмикання практично однакова і не залежить від режиму нейтралі.

Перелік використаної літератури

1. В.Ц.Жидецкий, В.С.Джигерей, А.В.Мельников. Основы охраны труда. Учебное пособие. Львов «Афиша», 2000 – 343 с.
2. Справочник по охране труда на промышленном предприятии. К.Н.Ткачук, Д.Ф.Иванчук, Р.В.Сабарно и др.- К: Техника, 1991.- 286 с.
3. В.Ц.Жидецкий, Основы охорони праці. Підручник - Львів «Афіша», 2006 – 336 с.
4. Довідник нормативних документів у сфері охорони праці, пожежної безпеки, гігієни праці та соціального страхування від нещасних випадків. – К., Вектор 2009. – 244 с.
5. Ткачук К.Н., Халімовський М.О., Зацарний В.В. та ін.. Основы охорони праці: Підручник. – 2-ге вид., допов. і перероб. – К.: Основа, 2006. – 444 с.

Надійшла до редакції 01.04.2013

Н.С.Белая

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ, НОРМАТИВНАЯ БАЗА И АКТУАЛЬНОСТЬ ПРОБЛЕМЫ ЭЛЕКТРОБЕЗОПАСНОСТИ

В статье приведены основные определения по электробезопасности, нормативная база и актуальность проблемы электробезопасности работающих.

Ключевые слова: электробезопасность, ток, электротравмы, помещение, опасность, поражение, цепь, сеть, нейтраль, электроустановка.

N.S. Belaya

Donetsk National Technical University, Donetsk

BASIC DEFINITIONS, NORMATIVE BASE AND RELEVANCE PROBLEMS OF ELECTRIC SAFETY

The article presents the basic definitions of electrical safety, regulatory framework and relevance of electrical workers.

Keywords: electric safety, current, electric injury, the premises, danger, defeat, tsep, network, neutral, electric installation

УДК 550.83:504

О.Г. БЛАШЕНКО

Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»

**ДО ПИТАННЯ ВИКОРИСТАННЯ ГЕОФІЗИЧНИХ МЕТОДІВ
ДЛЯ ВИРІШЕННЯ ГЕОЕКОЛОГІЧНИХ ЗАВДАНЬ**

В статті представлені можливості ефективного вирішення геоecологічних завдань комплексом геофізичних методів на прикладі дослідження впливу сховища радіоактивних відходів на верхню частину розрізу та супроводження заходів приведення сховища в безпечний стан.

Ключові слова: геофізичні методи, сховища відходів, геологічне середовище, геолого-геофізична інформація.

Вступ

Переважаю екстенсивний розвиток промисловості на Україні призводить до щорічного формування значної кількості відходів, які накопичуються в сховищах та можуть впливати на верхню частину розрізу та здоров'є людини. Особливо важливим для України є функціонування енергетичного комплексу, в т.ч об'єктів ядерно-паливного циклу. Однак його попередня діяльність призвела до нерівномірного накопичення на території України значних обсягів радіоактивних відходів, особливо в регіонах видобутку і первинної переробки уранової сировини [1]. Програма розвитку країни за паливно-енергетичними показниками передбачає будівництво нових та розвиток існуючих об'єктів ЯПЦ. Згідно державної цільової програми приведення уранових об'єктів в безпечний стан до 2014 р. передбачається дослідження та зменшення впливу існуючих сховищ радіоактивних відходів, створених у ХХ столітті у центральній частині України [2]. Управлінські рішення залежать від багатьох природних факторів: особливостей верхньої частини розрізу, тектонічної будови, метеорологічних умов та іншого.

Вплив існуючих сховищ радіоактивних відходів періодично оцінюється по різних показниках: значенню концентрацій радону та пилу у приземному шарі атмосфери, радіометричним показникам, по концентрації забруднення на поверхні рослин, у ґрунтах, у поверхневих водоносних горизонтах, у підземних водоносних горизонтах по існуючим свердловинам тощо[3]. Окремі завдання вирішуються геофізичними методами для визначення глибини залягання водоносного горизонту, стійкості дамб, вимірювання радіовипромінювання та ін.

Однак після аналізу результатів попередніх досліджень встановлено, що виміри проводяться нерівномірно у просторі та часі, відсутні спостереження на всій території досліджень (в т.ч. поверхні сховищ), застосовуються високо витратні методи та ін. [4] Досі не створена єдина система спостережень (особливо геофізичних) для дослідження впливу всіх об'єктів уранового виробництва. Досі неохоплені значні території можливого потенційного впливу сховищ радіоактивних відходів, недостатньо досліджені особливості верхньої частини розрізу та тектонічної будови регіону як можливі фактори та шляхи додаткових напрямків розповсюдження забруднення. Для вирішення цих та інших геоecологічних завдань необхідне застосування комплексу геофізичних методів.

Метою даної статті є обґрунтування ефективного використання геофізичних методів для вирішення геоecологічних завдань на прикладі сховищ відходів

Фізико-геологічне моделювання забруднення у верхній частині розрізу

Ефективне використання геофізичних методів для вирішення геоecологічних завдань особливо необхідне при дослідженні впливу сховищ радіоактивних відхо-

дів на верхню частину розрізу з урахуванням фізичних властивостей її компонентів та уточненням тектонічної будови. Важливим етапом вибору ефективного комплексу геофізичних методів є створення фізико-геологічних моделей. В даній статті як приклад досліджене найбільше сховище радіоактивних відходів в Україні «Сухачівське 1 та 2 секції», в якому накопичено 28,6 млн.т відходів [4]. В таблиці 1 приведені розрахунки можливого просторового розповсюдження забруднення від сховища через водоносні горизонти (основні шляхи) з початку його експлуатації (Таблиця 1).

Таблиця 1 Просторова та фізична характеристика можливого забруднення від сховища «Сухачівське 1, 2 секції» як основа використання геофізичних методів

Назва сховища/Параметр	Сх. «Сухачівське 1 та друга секції»
Час експлуатації,р	44
Можливе просторове забруднення через лесовий горизонт / з урахуванням сорбції, м	91,7/50
Можливе просторове забруднення через неогеновий горизонт / з урахуванням сорбції, м	745/298
Зміна властивостей верхньої частини розрізу	Питомий електричний опір, швидкість проходження продольних хвиль, радіоактивні властивості гірських порід та водоносних горизонтів
Ефективні геофізичні методи	Методи електророзвідки (ВЕЗ, ЕП, ВП), сейсморозвідки (акустичні методи), методи радіометрії у свердловинах та ін.

Спроекувати напрями дослідження дають можливість фізико-геологічні моделі з техногенною складовою для сховищ відходів. На рисунку 1 наведені априорні моделі забрудненої верхньої частини розрізу, в якій розташоване сховище «Сухачівське», та можливий результат використання методів електророзвідки ВЕЗ та акустичних методів (Рисунок 1).

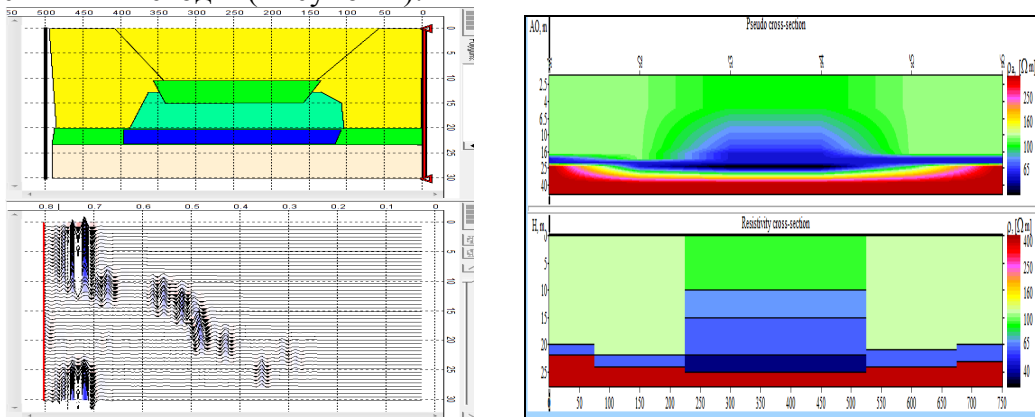


Рис.1. Фізико-геологічні моделі забруднення від сховища відходів

Врахування геолого-геофізичної інформації щодо тектонічної будови регіону для вирішення геоecологічних завдань

Одним із основних шляхів міграції забруднюючих речовин після водоносних горизонтів є тектонічні розломи. Вони мають можливість поширити забруднення на значну відстань відносно інших шляхів [5]. Тектонічна будова впливає на розповсюдження забруднень не лише поверхневе (в пониженнях рельєфу), а й підземне, визначаючи місця розгрузки підземних вод та вертикальну міграцію забруднюючих речовин. Проводяться багато досліджень для визначення ділянок розповсюдження забруднення на поверхні, однак досі не має методики визначення пріоритетного напрямку горизонтального та вертикального розповсюдження відходів у верхній частині розрізу. Для прикладу використання тектонічної інформації для зонування території та визначення потенційних та пріоритетних шляхів міграції забруднення ми взяли карти систем розломів УЩ, створені К.Ф.Тяпкіним [6]. Для дослідження обрана територія потенційного впливу сховища «Сухачівське» (Рисунок 2).



Рис.2. Зонування території щодо пріоритетних напрямків розповсюдження забруднення.

Врахування геолого-геофізичної інформації щодо тектонічної будови регіону дозволило визначити природні зони «бар'єрів» горизонтального розповсюдження забруднення від сховищ відходів. Згідно розрахунків на основі екологічних та гідрогеологічних показників забруднення через деякий час поширяться до населених пунктів і впливатиме на здоров'я населення. Однак провівши оцінку тектонічної будови за геолого-геофізичними даними, встановлено, що забруднення потрапить у зону пріоритетно вертикального переміщення та не вплине на фізичні властивості водоносних горизонтів, використовуваних у населених пунктах. Ця нова інформація може стати основою прийняття управлінських рішень щодо попередження впливу сховищ відходів на геологічне середовище та людину.

Використання геофізичних методів та інформації при супроводженні управлінських рішень щодо переведення сховища у безпечний стан

Згідно державної програми планується переведення уранових об'єктів (в т.ч. сховища «Сухачівське») у безпечний стан. Геофізичні методи на основі вище проведених досліджень можуть бути ефективно використані при супроводженні цього процесу (Таблиця 2).

Таблиця 2 Ефективний комплекс геофізичних досліджень при різних варіантах управлінських рішень.

Управлінські рішення приведення сховища в безпечний стан	Комплекс геофізичних методів	Частота проведення досліджень
Захоронення на місці	Комплекс методів для уточнення тектонічної будови: гравірознавдя, магніторозвідка	Одноразово
	Комплекс для детальних робіт для контролю впливу на ВЧР: електророзвідка ВЕЗ, радіометричні методи, сейсмоакустичні методи	Два рази на рік
Доповнення відходами з інших сховищ	Радіометричні методи в місцях проведення робіт та транспортування відходів, електророзвідка ЕП для визначення ділянок порушення пульпопроводів та дамби	Періодично в процесі проведення робіт та після завершення процесу доповнення
Імобілізація відходів	Електророзвідка ВЕЗ, радіометричні методи для контролю стану відходів та глибини водоносного горизонту	Після завершення робіт один раз на рік
Підтримка діючих сховищ у безпечному стані	Електророзвідка ЕП та ВЕЗ для контролю глибини й властивостей водоносного горизонту та гідрологічного режиму сховищ, площадні радіометричні дослідження	Два або чотири рази на рік в залежності від типу сховищ

Окрім впливу на фізичні властивості верхньої частини розрізу сховища відходів можуть негативно впливати на здоров'я та психологічний стан населення. У державних програмах розглядається питання інформування населення для зниження соціальної напруженості в містах та селищах наближених до сховищ радіоактивних відходів. Однак інформування щодо геоекологічного стану середовища проживання людей необхідно проводити на основі достовірної геофізичної інформації. Нами були проведені дослідження щодо використання геолого-геофізичної інформації о природних «бар'єрах» на шляху розповсюдження забруднення та проведена оцінка зміни ситуативної тривожності населення.

Спочатку досліджувався рівень фоновий тривожності (особистісної) у трьох вікових груп населення, на першій фазі експерименту надавалася недостатня інформація щодо геоекологічного стану умов проживання людини (на прикладі потенційного впливу сховищ відходів) та досліджувалась зміна ситуативної тривожнос-

ті. Це призвело до збільшення тривожності у 75% населення на один або два рівня. У другій фазі експерименту населенню надавалася оброблена достовірна геолого-геофізична інформація щодо природних механізмів можливого вирішення існуючих проблем, що призвело до суттєвого зниження тривожності та в подальшій нормалізації психологічного стану та соціальної напруженості населення. Узагальнена інформація наведена нижче (Рисунок 3).

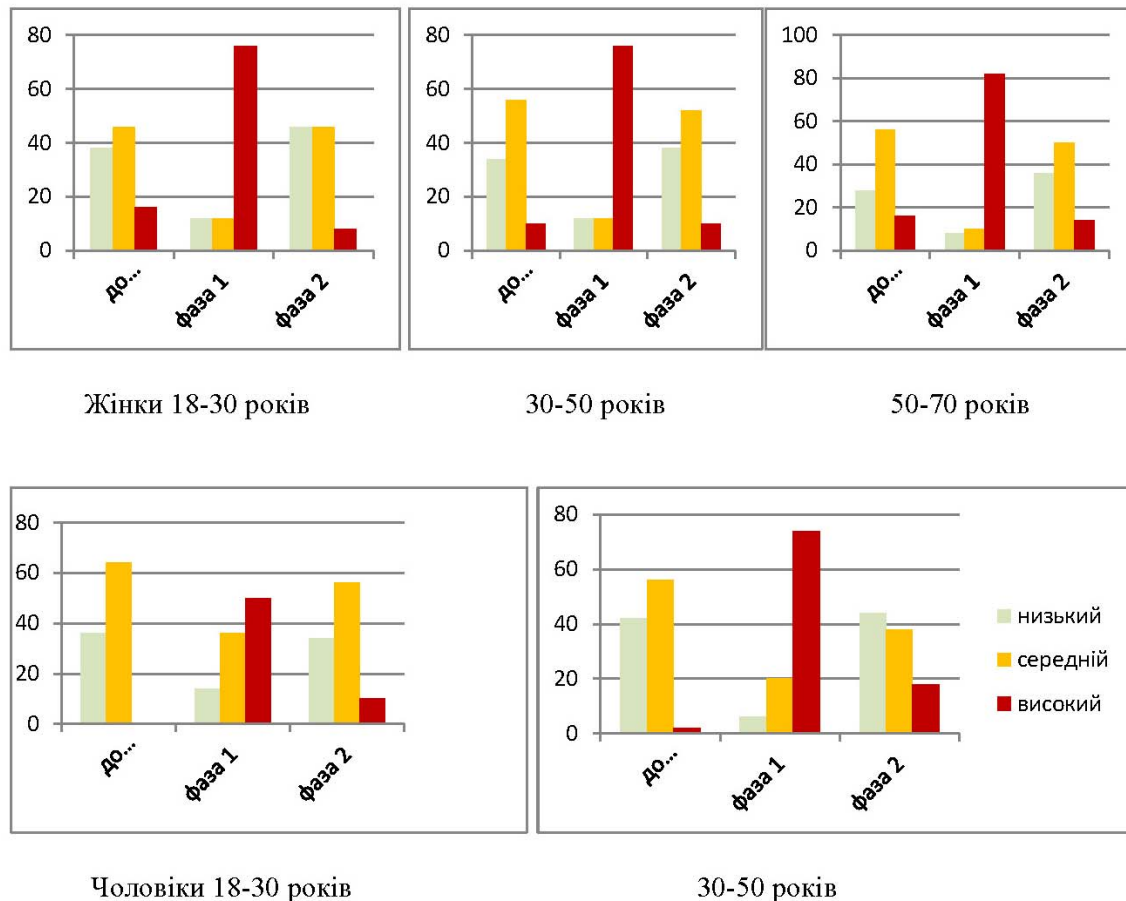


Рис.3. Зміна рівня тривожності населення на всіх фазах експерименту

На прикладі території Дніпропетровської області проілюстрована можливість використання геолого-геофізичної інформації для суттєвого зниження ситуативної тривожності населення.

Висновки

За часи промислового розвитку України накопичена значна кількість геоекологічних завдань, ефективне вирішення яких можливе при застосуванні комплексу геофізичних методів. Фізико-геологічного моделювання верхньої частини розрізу та результатів впливу сховищ відходів дозволяє обґрунтувати ефективні методи досліджень. Врахування тектонічної будови регіону дозволяє визначити нові потенційні напрямки розповсюдження забруднення та визначити ділянки проведення геофізичних досліджень для контролю впливу сховищ відходів. Ефективний комплекс геофізичних методів представлений в статті при супроводженні управлінських рішень щодо переведення сховищ відходів в безпечний стан. А також позитивні результати застосування геолого-геофізичної інформації для зниження соціаль-

ної напруженості у населення. Загалом можливо зробити висновок, що застосування геофізичних методів ефективно при вирішенні багатьох геоекологічних завдань.

Перелік використаної літератури

1. Національна доповідь про стан навколишнього природного середовища в Україні у 2011 р. — К., 2012.
2. Концептуальні положення програми переходу регіону видобування та первинної переробки уранової сировини до сталого розвитку / А.Г. Шапар, В.В. Антонов, О.К. Тяпкін, М.А. Ємець, О.М. Коченко, А.В.Чуйко, Я.Г. Троян // Екологія і природокористування. – Вип.6. – Дніпропетровськ: Моноліт. – 2003. – С.6-24.
3. Екологічна карта м. Дніпропетровська, масштабу 1:25 000 (на 2-х листах). Пояснювальна записка: Під науковою редакцією проф., д-ра техн. наук Шапаря А.Г., НАНУ Інститута проблем природокористування та екології. – Дніпропетровськ 2000. – 49 с.
4. Білашенко О.Г., Тяпкін О.К. Залучення комплексу геолого-геофізичних методів до системи комплексного екологічного моніторингу територій, прилеглих до сховищ радіоактивних відходів // Науковий вісник НГУ.- 2010, № 4. – С. 86-91.
5. Тяпкін О.К. Тектонический фактор в экологической геологии // Придніпровський науковий вісник. – 1998. – №118(185). – Сер. Геологія, географія. – С.31-38.
6. Тяпкін К.Ф., Гонтаренко В.Н. Системы разломов Украинского щита. – Киев: Наукова думка, 1990. – 184 с

Надійшла до редакції 01.04.2013

О.Г.Білашенко

Держ ВНЗ «Національний гірничий університет» (НГУ), м. Дніпропетровськ

К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

В статье представлены возможности эффективного решения геоекологических задач комплексом геофизических методов на примере исследования влияния хранилища радиоактивных отходов на верхнюю часть разреза и сопровождение мероприятий приведения убежища в безопасное состояние.

Ключевые слова: геофизические методы, хранилища отходов, геологическая среда, геолого-геофизическая информация

O.Bilashenko

National mining university (NMU), Dnipropetrovsk

TO THE USE OF GEOPHYSICAL METHODS FOR DECISION THE GEOENVIRONMENTAL TASKS

Opportunities to effective using geophysical methods for solvation of geoeological problems are presents in the article. The impact of radioactive waste storage on the upper part of the section and support measures to bring wastestore in safe condition are studied.

Keywords: geophysical methods, waste storage, geological environment, geological and geophysical information

УДК 622.258

С.В.БОРЩЕВСКИЙ (д-р.техн.наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

А.Ю. ПРОКОПОВ (д-р.техн.наук, проф.)

Донской государственный технический университет, Шахты

В.Ф.ФОРМОС (канд.техн.наук, доц.)**В.В.ГЛЕБКО** (магистрант)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

К ВОПРОСУ ИССЛЕДОВАНИЯ ОСНОВНЫХ ПРИЧИН НАРУШЕНИЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ДОНБАССА

Рассмотрены основные причины нарушения крепи вертикальных стволов шахт Донбасса. Выявлено существенное влияние технологических причин на возникновение нарушений крепи. Даны рекомендации по совершенствованию технологии крепления глубоких стволов с целью обеспечения устойчивости и безремонтного поддержания стволов в процессе эксплуатации.

Ключевые слова: крепь, вывал, околоствольный массив, технология

Постановка проблемы.

Вертикальные стволы в Донбассе в настоящее время сооружаются и эксплуатируются в самых разнообразных горно- и гидрогеологических условиях, усложняющихся с увеличением глубины разработки месторождений полезных ископаемых. Отличаясь своей уникальностью и важностью в производственном комплексе горнодобывающего предприятия, они требуют постоянного поиска и разработки эффективных решений по интенсификации их строительства и безремонтной эксплуатации [1], что в свою очередь является актуальной научно-технической проблемой развития угольной промышленности Украины. Особенно важным является вопрос о причинах возникновения нарушений крепи вертикальных стволов шахт.

Анализ последних достижений.

Большинство угольных шахт Донбасса, построенных и введенных в эксплуатацию в 70...90-х годах XX в., вскрыты центральными, центрально отнесенными или фланговыми вертикальными стволами, глубина которых колеблется от 120...150 м (для вентиляционных стволов, проходимых у верхней технической границы) до 1100...1300 м (для главных, вспомогательных и воздухоподающих стволов), а диаметры в свету – от 4,5 до 8,0 м, в зависимости от назначения ствола и производственной мощности шахты. Преимущество при проведении стволов получила совмещенная

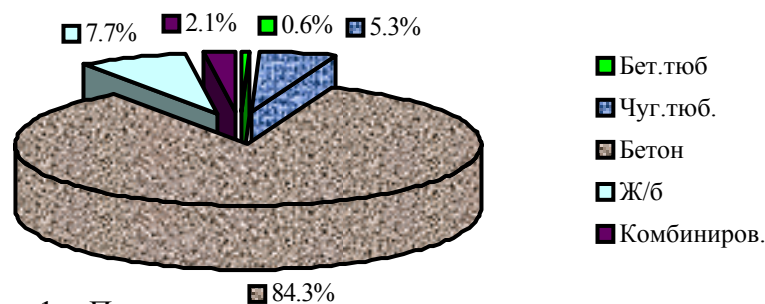


Рисунок 1. - Процентное соотношение видов крепи, распространенных в вертикальных стволах Донбасса

технологическая схема с буровзрывным способом отрывки горной массы.

Наиболее распространенными являются монолитная бетонная и железобетонная крепи стволов, доля которых на горных предприятиях Донбасса составляет 93% от общего объема крепления (Рис.1). Участки стволов со сложными горно- и гидрогеологическими условиями (рыхлые, неустойчивые, сильно обводненные породы), проходимые специальными способами строительства, закреплены тюбинговой крепью (металлические или железобетонные тюбинги) или комбинированными многослойными крепями (сталебетонные, чугунобетонные и т.д.). На участках пересечения стволами слабых пород и угольных пластов, с целью недопущения значительных деформаций и разрывов сплошности крепи, устраивались узлы подаваемости.

Нормальная эксплуатация существующих и строящихся горнодобывающих предприятий в значительной мере обусловлена научно обоснованным техническим обслуживанием вертикальных стволов, а также проведением своевременного и качественного ремонта их крепи.

Вертикальные стволы эксплуатируют в течение нескольких десятилетий. За это время в них по мере необходимости проводят ремонтные работы и периодически осуществляют техническое обслуживание.

Целью данной статьи как раз и является выяснение и классификация основных причин возникновения нарушений крепи вертикальных стволов шахт и пути их устранения.

Основной материал.

Усложнение гидрогеологических условий строительства, пересечений зон влияния старых горных работ, а также наличие в околоствольном массиве пород тектонических полей начальных напряжений оказывает негативное влияние на крепь и армировку вертикальных стволов. Указанные факторы предъявляют повышенные функциональные, технические и экономические требования к надежности крепи и армировки стволов. Надежность длительной работы крепи и армировки должна обеспечиваться на всех стадиях проектирования, строительства и эксплуатации, включая ремонты ствола и его реконструкцию. Степень надежности напрямую зависит от полноты учета многочисленных фактических факторов в принятых методах расчета, способах подбора элементов конструкции и ее изготовления, от материала конструкций, технологии проходки, крепления ствола и монтажа армировки.

На основе обследования глубоких вертикальных стволов (свыше 600м), выполненного УкрНИМИ, получены сведения о нарушенности глубоких вертикальных стволов Украинского Донбасса. Наибольший процент нарушенных стволов приходится на объединения, разрабатывающие крутопадающие пласты, а также на объединения со сложными горно- и гидрогеологическими условиями (Красноармейскуголь, Луганскуголь). В большинстве случаев повреждения крепи и армировки стволов происходят под влиянием комплекса причин, основными из которых являются влияние очистных работ и сопрягающихся со стволом выработок.

В условиях пологих пластов влияние очистных работ проявляется в основном в форме опорного давления при оставлении предохранительных целиков недостаточных размеров, построенных по старым Правилам охраны, либо при проведении стволов в зонах остаточного опорного давления у старых очистных выработок.

Довольно значительную группу причин составляют нарушения технологии крепления и поддержания стволов, неудовлетворительное качество крепи, несоответствие бетона агрессивным шахтным водам (до 38%) и др. На основе же выполненного анализа состояния крепи вертикальных стволов шахт Российского Донба-

сса, пройденных в 1970...90-х годах, выявлено, что из 28 стволов, 12 имели существенные повреждения крепи, что составляет 42%.

Удельный вес причин нарушений крепи вертикальных стволов на шахтах Донбасса представлен в табл. 1, откуда видно, что на шахтах Российского Донбасса практически отсутствуют нарушения крепи стволов, вызванных значительным горным давлением. Исключение составляют единичные случаи нарушения крепи, вследствие влияния очистных работ, проводимых вблизи ствола и околоствольных выработок. Это объясняется преобладанием в пересекаемой толще прочных устойчивых пород и пологим их залеганием. Основными причинами нарушения крепи вертикальных стволов в Российском Донбассе является низкое качество бетона, несоблюдение проектной толщины крепи и формы сечения, обмерзание крепи в зимнее время, влияние агрессивных подземных вод, содержащих 1300...2300 мг/л ионов SO_4 .

Таблица 1 - Характеристика причин повреждения крепи стволов

Причины повреждений крепи стволов	СТВОЛЫ С ПОВРЕЖДЕНИЯМИ	
	шт.	%
на шахтах Российского Донбасса		
1. Влияние очистных выработок	1	8
2. Влияние сопрягающихся со стволами выработок	3	25
3. Неблагоприятные горно- и гидрогеологические условия	2	16
4. Нарушения технологии проведения крепления и поддержания стволов, неудовлетворительное качество крепи	6	50
на шахтах Украинского Донбасса		
1. Влияние очистных выработок	75	74
2. Влияние сопрягающихся со стволами выработок	78	76
3. Неблагоприятные горно- и гидрогеологические условия	25	25
4. Нарушения технологии проведения крепления и поддержания стволов, неудовлетворительное качество крепи. Агрессивное воздействие среды на крепь	38	38

Кроме того, как видно из табл. 1, немаловажную роль в возникновении различного вида повреждений крепи и армировки стволов играют **технологические нарушения**, допускаемые как в период проходки и крепления ствола, так и во время эксплуатации подъемного комплекса. Кроме того, на несоответствие параметров монолитной бетонной крепи стволов проектным характеристикам, и как следствие на ухудшение качества крепи, оказывает влияние несовершенство самой технологии буровзрывных и бетонных работ в стволе (отклонение центра и стенок ствола от проектного положения, спуск бетона по трубам в глубоких стволах, неточная центровка и установка опалубки, износ опалубки, т.е. изменение ее проектной формы и размеров и др.) [2,3].

Как показывает опыт поддержания вертикальных стволов в Донбассе [4,5], при влиянии очистных выработок, деформации крепи, как правило, возникают в ранее отремонтированных местах. Это связано как с малой прочностью «латки» по контуру, так и с тем, что места максимумов деформаций околоствольного массива

сохраняются в течение длительного времени. Помимо того, что устройство «латок» не приводит к достижению цели ремонта – созданию прочной надежной крепи – и связано со значительными непроизводительными затратами, они являются местами повышенной опасности. При деформациях околоствольного массива и крепи, значительно меньших, чем допустимые для бетонной крепи, «латки» могут разрушаться, внезапно отделяться и обрушаться в ствол. При этом, чем меньше площадь соприкосновения «латки» с вмещающими породами, тем больше опасность ее внезапного отделения от остальной крепи [5].

Таким образом, ремонта крепи в виде устройства бетонных «латок» следует избегать во всех случаях, особенно когда нет уверенности, что процесс сдвижения закончился и уже не возобновится, а также в условиях, когда ствол обводнен, а шахтные воды обладают агрессивными по отношению к бетону свойствами.

Произведенный анализ причин повреждения крепи и армировки вследствие технологических нарушений позволил вы делить следующие их основные группы:

1. Причины, обусловленные **технологией спуска бетонной смеси к месту укладки**. В настоящее время доставку бетонной крепи в ствол в Украине и других странах СНГ производят по трубам. Это позволяет полностью механизировать работы по укладке бетонной смеси за опалубку и получить при правильном подборе ее состава и соблюдении технологии ведения работ достаточную прочность и водонепроницаемость. Вместе с тем, такой способ доставки бетонной смеси в ствол имеет ряд существенных недостатков. Так, для полной гидратации цемента необходимо 10...20% воды от его массы [6]. Однако такая смесь обладает низкой подвижностью, и ее практически невозможно транспортировать по трубам и укладывать за опалубку. Поэтому подвижность бетонной смеси, при доставке по трубопроводу на глубину 200 м, принимают не менее 11 см и увеличивают на каждые последующие 150 м глубины на 1 см. При глубине ствола 1000 м подвижность достигает 17...19 см.

Для придания такой подвижности требуется вводить в бетонную смесь избыточное количество воды (до 55...60% от массы цемента), что снижает качество бетона и приводит к перерасходу цемента. Например, согласно инструкции по приготовлению и применению бетонов и растворов для горных работ института НИИОМШС, при увеличении подвижности бетонной смеси с 9 до 17 см и сохранении класса бетона по прочности, расход цемента увеличивается на 10...12%, а класс бетона по водонепроницаемости снижается на 30...35% [4].

К недостаткам рассматриваемой технологии также следует отнести расслоение бетонной смеси при спуске по трубам, которое вызывает повышение коэффициента вариации прочности бетона, и как следствие, снижение надежности крепи.

2. Причины, вызванные **несоблюдением формы сечения ствола в свету и толщины крепи по периметру** вследствие деформации опалубки, неточности ее центровки, отклонения положения центрального отвеса, несоблюдения паспорта буровзрывных работ и других факторов.

Как показывает опыт проходки глубоких вертикальных стволов в Донбассе [1,7,8], с увеличением глубины повышаются значения радиальных отклонений контура крепи от проектного положения. Это связано с неточностью центровки опалубки вследствие колебаний центрального отвеса, амплитуда которых увеличивается с глубиной. Кроме того, с увеличением количества циклов бетонирования, вследствие поочередных отрывов опалубки от бетона и ее монтажа на следующей заходке, опалубка деформируется и изменяет свою форму, вызывая тем самым изменения формы внутреннего контура крепи.

Все вышеописанные технологические нарушения и трудноустраняемые погрешности, допускаемые при креплении стволов, значительно сказываются на несущей способности и, как следствие, на состоянии вертикальных стволов. В случае недопустимых деформаций или нарушений крепи требуются значительные затраты на ремонт и поддержание стволов, что в конечном итоге влияет на рентабельность всего горного предприятия.

3. Причины, вызванные несовершенством применяемой технологической схемы.

В настоящее время в Украине и странах СНГ наибольшее распространение получила совмещенная технологическая схема проходки стволов, доля которой составляет 95...98% [1]. Эта схема и применяемое оборудование позволяют получить стабильную техническую скорость проходки ствола 75 м/мес. При высоком уровне организации работ достигается скорость проходки 100 м/мес. и более.

Однако наряду с явными преимуществами совмещенная схема обладает целым рядом трудноустраняемых недостатков, влияющих на технико-экономический уровень и качество проходки и крепления ствола. Ряд последних исследований в этой области показывает, что применение совмещенной технологической схемы проходки негативно сказывается на качестве монолитной бетонной крепи. Это связано с тем, что при возведении крепи из быстротвердеющего бетона непосредственно за подвиганием забоя в глубоких стволах возникают значительные нагрузки за счет конвергенции вмещающих пород, которые неблагоприятно влияют на крепь и могут привести к ее разрушению. Кроме того, при проходке по совмещенной технологической схеме буровзрывные работы производятся в непосредственной близости от бетонной крепи и воздействуют на бетон в ранней стадии твердения, что приводит к образованию дефектов на микроуровне и в конечном результате, к снижению качества крепи.

Повысить качество крепи можно применением последовательной или параллельной технологических схем, при которых наблюдается разгрузка вмещающих ствол пород до возведения постоянной крепи и снижение нагрузки на крепь на 12...15%.

Резюмируя вышеизложенное, следует сделать следующие **выводы**:

1. Для сохранения качества бетонной смеси при проходке стволов глубиной более 500 м целесообразно переходить на технологию спуска бетона контейнерами;

2. С целью уменьшения погрешности формы кольца крепи вследствие деформаций опалубки целесообразно заменять передвижную опалубку после 400-500 м крепления ствола;

3. Параметры монолитной бетонной крепи глубоких вертикальных стволов необходимо определять с учетом неизбежных отклонений положения и формы кольца крепи от проектных параметров.

4. Более благоприятными с точки зрения формирования высоких прочностных характеристик монолитной бетонной крепи являются последовательная и параллельная технологические схемы проходки и крепления

5. Около половины нарушений крепи вертикальных стволов вызваны технологическими отклонениями и погрешностями при креплении, поэтому параметры технологии крепления имеют первостепенное значение в обеспечении устойчивости и безремонтного поддержания стволов в процессе эксплуатации/

Список использованной литературы

1. Борщевский С.В. Современное направление развития технологии сооружения вертикальных стволов шахт. Сб. науч. трудов НГУ №17, т.1 – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С.406-412
2. Ягодкин Ф.И., Прокопова М.В. Статистический анализ радиальных отклонений крепи вертикальных стволов// Состояние и перспективы развития Восточного Донбасса: Сб. науч. тр. В 2 ч. Ч. 1 / Шахтинский ин-т. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001.– С. 95-101.
3. Ягодкин Ф.И., Прокопова М.В. Анализ влияния диаметра и глубины ствола на величину радиальных отклонений крепи// Совершенствование проектирования и строительства угольных шахт: Сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001.– С. 32-38.
4. Акимов А.Г., Хахимов Х.Х. Обеспечение безопасной эксплуатации шахтных стволов – М.: Недра, 1988. – 216 с.
5. Манец И.Г., Снегирев Ю.Д., Паршинцев В.П. Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов – М.: Недра, 1987. – 327 с.
6. Сыркин С.П. Доставка бетонной смеси к месту укладки в вертикальных стволах// Изв. вузов. Сев.-Кавк. регион. Техн. науки.– 2003.– Приложение № 4.– С. 35-40.
7. Левит В.В. Разработка и обоснование технологии и параметров армирования вертикальных стволов с применением расстрелов на анкерах. Дис... канд. техн. наук. Днепропетровск. – Гос. горн. акад. Украины. 1993. – 166 с.
8. Левит В.В. Геомеханічні основи розробки і вибору комбінованих способів кріплення вертикальних стовбурів у структурно неоднорідних породах: Автореф. дис... д-ра техн. наук: 05.15.04: Дніпропетровськ, 1999. – 36 с.

Надійшла до редакції 02.04.2013

С.В.Борщевський, А.Ю. Прокопов, В.Ф. Формос, В.В. Глебо

ДО ПИТАННЯ ПРО ДОСЛІДЖЕННЯ ОСНОВНИХ ПРИЧИН ПОРУШЕНЬ КРІПЛЕННЯ ВЕРТИКАЛЬНИХ СТВОЛІВ ДОНБАСУ

Розглянуті основні причини порушення кріплення вертикальних стволів шахт Донбасу. Виявлений істотний вплив технологічних причин на виникнення порушень кріплення. Дані рекомендації щодо вдосконалення технології кріплення глибоких стволів з метою забезпечення стійкості і безремонтної підтримки стволів в процесі їх експлуатації.

Ключові слова: кріплення, вивал, навколоствольний масив, технологія

S.V.Borschevsky, A.U. Prokop, V.F. Formos, V.V. Glebko

ON RESEARCH PRIMARY CAUSE OF VERTICAL SHAFTS OF MINES IN DONBASS

Principal reasons of violation protection of vertical shaft of mines in Donbass are considered. Substantial influence of technological reasons is exposed on the origin violations fasten. There are recommendations on perfection technology fastening of deep shafts given with a purpose providing of stability and norepair maintenance barrels in the process of exploitation.

Keywords crepe, inrush, about shaft array, technology

Dr hab. inż. Jarosław Brodny, prof. nzw. w Pol. Śl.

Mgr inż. Michał Chmurko

Politechnika Śląska Gliwice, Wydział Górnictwa i Geologii,

WORK ANALYSIS OF FRICTIONAL JOINT WITH THE RESISTANCE WEDGE

Frictional joint constitutes a constructional connection and have decisive influence on the basic operational parameters of the steel frames and props, i.e. their loading capacity and yielding capacity. Currently applied constructions of frictional joints characterize with low loading capacity and unstable operation. In order to improve their operational parameters a new constructional solution of frictional joint, consisting on the application of resistance wedge assembled between the cooperating sections, was developed. In the paper results of stand tests of frictional joints with the resistance wedge, subjected to the static axial compression, were presented. In order to determine the influence of the resistance wedge on the operational parameters of the frictional joint, obtained results were compared with the results of studies of the frictional joints without the resistance wedge. On the basis of conducted tests and analysis one can state, that application of the resistance wedge influences on the enhancement of loading capacity, improves the state of loading the bolts in stirrups, and creates possibility of regulation of operational characteristics of the frictional joints.

Keywords: friction joint, yielding support, resistance wedge

Introduction

The basic part of the steel frames and props are frictional joints, providing the constructional connection of particular elements of steel frames and friction props, and deciding about their basic parameters, which are load capacity and yielding capacity.

Current applied constructional solutions of the frictional joints are the source of unstable operation of yielding steel frames and friction props loaded statically and dynamically. Yields occur at relatively low loadings and loading potential of sections, of which steel frames and friction props are made, is insufficiently used [2, 3, 5].

Series of studies was carried out up to now, in order to enhance the load capacity and improvement of operational characteristics of the frictional joints [1, 4]. In majority of presented works to achieve this goal, there are proposed an increase of value of torque moment with which the nuts of bolts in stirrups are tighten up, an increase of number of stirrups in the frictional joint or application of more and more heavier sections of which the friction props and steel frames are made. Due to complicated constructions and consequential high costs connected with the manufacture and implementation, these solutions did not find practical use.

In order to improve their operational parameters a new constructional solution of frictional joint, consisting on the application of resistance wedge assembled between the cooperating sections, was developed.

The main aim of application of the resistance wedge is an increase of value of forces transmitted through the frictional joint (increase of the load capacity of the frictional joint) through the rise of resistances to motion during a yield. It was assumed that in consequence of displacement of sliding down section in the frictional joint, there will occur a deformation of the resistance wedge and the cooperating sections. It will cause an increase of resistances to motion during a yield, what will influence on the rise of load capacity of the joint.

Application of the resistance wedge should also limit sudden and often of great value uncontrolled yields in the joint, and influence on the increase of value of axial forces in the bolts of stirrups, what additionally will improve a load capacity of the frictional joint.

In the paper construction and principle of operation of the frictional joint with the resistance wedge are discussed, and results of stand tests of frictional joints with the resistance wedge loaded statically and dynamically are presented.

Principle work of the frictional joint with the resistance wedge

The principle of operation of the frictional joint with the wedge is that the upper section displacing during the yield, is pressed to the lower section, due to the action of stirrups, during the beginning of contact with the resistance wedge increases the resistances to motion. Further yield in the joint can occur due to the increase of an external force, acting on the upper section. A result of this is the increase of value of force transmitted through the frictional joint (an increase of load capacity of frictional joint).

In Figure 1 there is presented simplified scheme of frictional joint with the resistance wedge. In this joint the wedge is assembled between cooperating sections so as to fill the free space between the bottoms of sections.

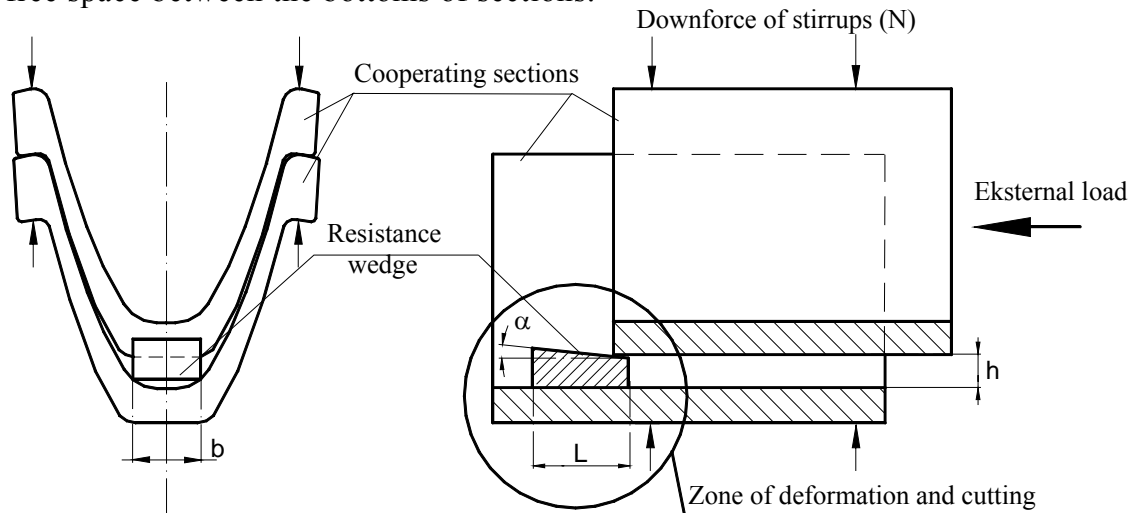


Fig. 1. Scheme of frictional joint with the resistance wedge

Geometrical parameters describing shape of the wedge and having significant influence on the operational characteristics of frictional joint with the wedge are: angle inclination of wedge's generatrix α , height of the wedge in its initial part h and length L . It was assumed that the width of the resistance wedge will be equal to the width of internal section's bottom.

Principle of operation of the frictional joint with the resistance wedge depends on the increase of the resistances to motion of upper section displacing during the yield, which is pressed against to the lower section in a result of stirrups' action (Fig. 1). Beginning of the increase of these resistances occurs at the moment of beginning of contact of upper section with the resistance wedge. In this case, to yield could occur, an increase of value of external force acting on the upper section is necessary. It results in an increase of the value of force transmitted through the frictional joint, i.e. load capacity of the frictional joint.

Therefore application of the resistance wedge in the frictional joint causes that the resistances in the joint at which the yield can occur and resistances during the yield increase.

In a Figure 2 there are presented distributions of forces in the frictional joint, in which the resistance wedge is so assembled, that in the initial stage the joint operates as without the wedge. After given time, when the yields of assumed value can occur (depending on the distance from the assembled resistance wedge to the edge of upper section) the joint begins to operate as with the resistance wedge.

According to description in Figure 2, at the moment of wedge's action depending on its geometrical parameters and material, of which was made, one can get different change characteristics of value of force transmitted through the joint.

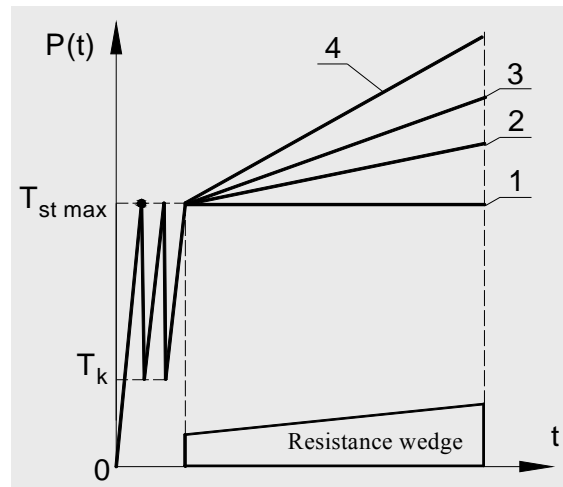


Fig. 2. Change of value of forces in the frictional joint with the resistance wedge

Presented characteristics designated from 1 to 4 are the simplified image of increasing resistances in the frictional joint, whose consequence is greater value of force transmitted through the frictional joint.

In presented case application of resistance wedge causes an increase of load capacity of the frictional joint with the increase of yield's magnitude. Simultaneously the drop of this load capacity does not occur during the yield, what is a large problem during the operation of yielding support with the classical frictional joints.

On this basis one can state, that application of resistance wedge should significantly improve the operational characteristics of the frictional joint.

Analysis of operation of the frictional joint with the resistance wedge subjected to the static compression



Fig. 3. Method of assembly the frictional joint with the resistance wedge at the static compression

Tests of frictional joint with the resistance wedge were performed on the testing machine equipped in the control system which enables continuous regulation of piston's displacement speed or the speed of increment of loading in the unit of time.

For the necessity of the studies a measuring system was developed, which enables the continuous registration of values of force transmitted through the joint with the resistance wedge, values of axial forces in the bolts of stirrups, and displacements, accelerations of sliding down section.

The method of assembly the frictional joint made of V29 section with two stirrups of SDO29 type with the resistance wedge on the testing stand was presented in Figure 3.

To determine the effect of resistance wedge on the performance characteristics of frictional joint, performance characteristics of frictional joint with and without the resistance wedge are presented in a Figure 4. Both joints were made of the same V29 sections with two stirrups of SDO29 type. In both cases there were the same values of initial axial forces in the bolts of stirrups.

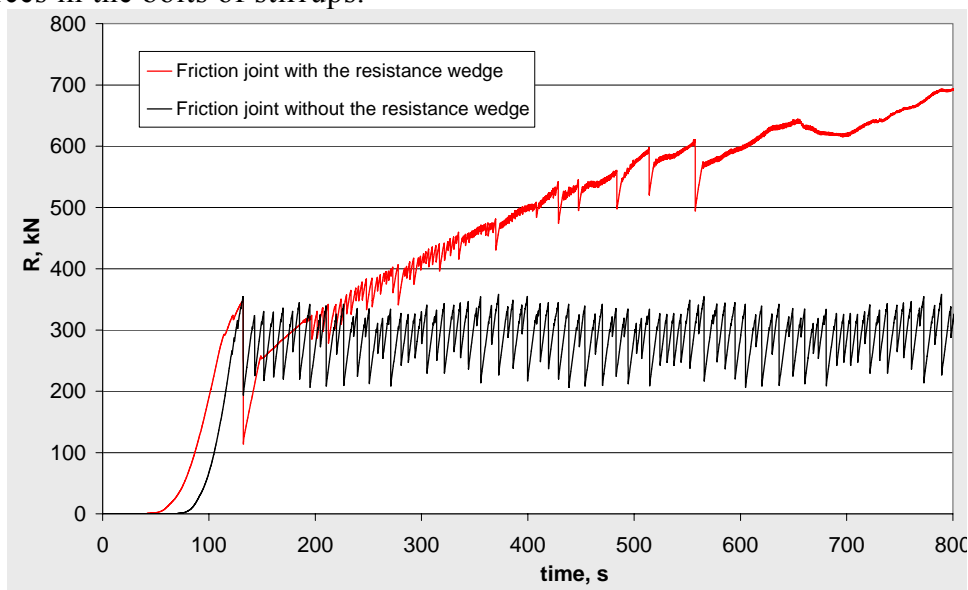


Fig. 4. Performance characteristics of the frictional joint with and without the resistance wedge

Based on the obtained characteristics one can state, that for the frictional joint with the resistance wedge, the loading transmitted by it increases with the displacement of the section sliding down. The result of this displacement is an increase of the resistances to motion resulting from the action of the resistance wedge, what causes an increase of the value of force transmitted through the frictional joint.

The presence of the resistance wedge causes that the sudden yields in the frictional joint are not observed. The process of a displacement of sliding down section proceeds more smoothly than in a case of a joint without the resistance wedge. Also the magnitude of the yield is smaller than for a joint without the resistance wedge. Thus the yield capacity of a joint decreases and it becomes more rigid.

State of the resistance wedge and the displacing section after the test is presented in a Figure 5. There is clearly visible the deformation state of the resistance wedge together with its fragments, which underwent the cutting, and the deformation state of external section.



Fig. 5. Deformation state of the resistance wedge and the external section

Analyzing the determined performance characteristics of frictional joints with and without the resistance wedge and analyzing the deformation of elements of the frictional joint and the resistance wedge, one can state that selecting the proper geometrical dimension of the wedge it is possible to regulate the distribution of resistances to motion in the joint during the yield. It gives possibility to influence directly on the performance characteristics of the frictional joints.

Influence of resistance wedge on the values of axial forces in the bolts of stirrups of frictional joint

During the tests of frictional joints with the resistance wedge loaded statically with an axial force there were registered also the changes of values of axial forces in the bolts of stirrups.

It has to be emphasized that in practice, the axial forces in the bolts have very significant impact on the performance characteristics of the frictional joint. They decide on the value of friction force between the cooperating sections, what influences directly on the yield capacity of the frictional joint and its load capacity [1].

For registration of values of axial forces in the bolts of stirrups during the test of frictional joints there were used specialized sleeve sensors, and in order to provide their uniform axial loading there were used spherical washers.

Frictional joint with assembled sensors for measurement of axial forces in the bolts of stirrups is presented in Figure 6.



Fig. 6. View of frictional joint with assembled sleeve sensors on the bolts of stirrups

As a result of the studies carried out the changes of values of axial forces in the bolts of stirrups of frictional joint with the resistance wedge during their static axial compression were determined.

Changes of values of these forces for the joint, whose initial values varied in a range between 125 and 133 kN are presented in a Figure 7. External bolts denoted on the chart, were placed further, and internal bolts were placed nearer the resistance wedge.

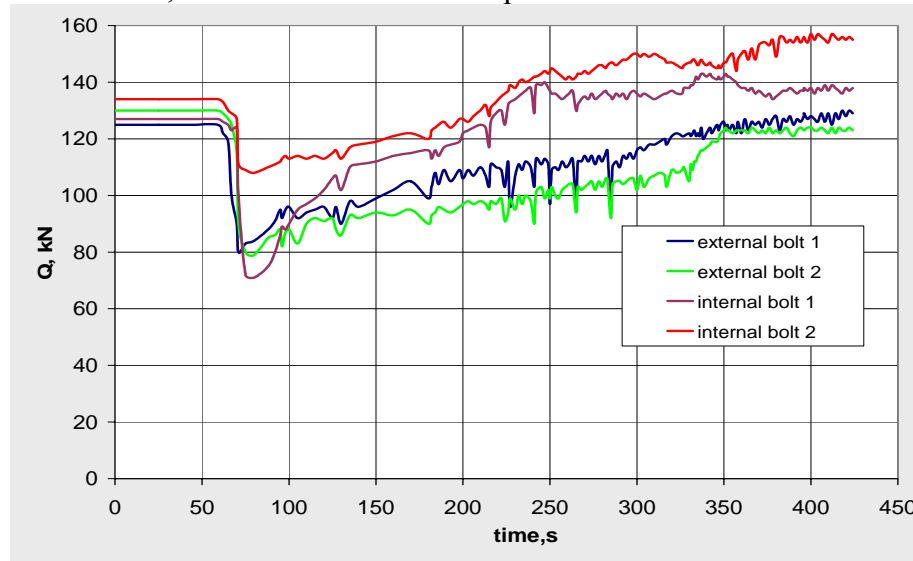


Fig. 7. Changes of values of axial forces in the bolts of stirrups during the test of frictional joint with the resistance wedge

Analyzing obtained charts one can state, that at the first yield the considerable drop of value of axial forces in the bolts occurred, what is normal phenomenon occurring in frictional joints.

Further displacement of sliding down section causes increase of value of these forces. It is a result of operation of resistance wedge, thanks to which a transverse force begins to act on the cooperating sections, causing their increased pressure on the stirrups, which is transmitted to the bolts, causing an increase of their axial forces (values of forces stretching the bolts increase).

Summary and Conclusions

Presented in this elaboration a constructional solution, consisting of application in the frictional joint the new element in form of resistance wedge, should eliminate many problems connected with the operation of yielding support and improve its performance characteristics.

Results obtained on the basis of tests carried out unequivocally indicate, that application of resistance wedge in the frictional joint influences in the significant way on its operation, causing an increase of resistances to motion in the joint during the yield. It causes an increase of value of force transmitted through the frictional joint, that is its load capacity, what is a positive effect of application of the resistance wedge.

Thus, an increase of the resistances to motion during the yield of the joint, enables a fuller utilization of load capacity of construction of support and sections, at the simultaneous maintenance of yield capacity of the joint.

Very significant meaning for the operation of the frictional joint with the resistance wedge, has a maintenance the proper yield capacity by this system.

This causes that the frictional joint with the resistance wedge during the yield in continuous way transmits an external loading. Sudden unpredictable large yields undergo the limitation. During these yields, often occurring in the joints without the resistance wedge, the joint practically do not transmit any loading.

Application of the resistance wedge in the frictional joint causes also an increase of values of axial forces in the bolts of stirrups. It has very significant meaning for the correct operation of the frictional joint. Application of the wedge causes, that the forces in the bolts increase without the necessity of their additional tightening up, what in a case of the joints without the wedge, is necessary for providing the proper pressing forces of cooperating sections.

Developed construction should influence on the more effective use of the strength parameters of the yielding supports' construction, stabilize their operation, and improve the assembly. All this influences on the improvement of the occupational safety in the mining industry, and on the improvement of economical parameters.

References

1. Brodny J., Determining the working characteristic of a friction joint in a yielding support. Archives of Mining Sciences, Vol. 55 (2010), No 4, p. 733–746.
2. Jacobi, O., Praxis der Gebirgsbeherrschung. Verlag Gluckauf GmbH. Essen 1981.
3. Małozewski J., Mateja J., Rułka K., Nośność stalowych drzwi obudowy łukowej otwartej na podstawie przeprowadzonych badań. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa, Seria dodatkowa, Katowice 1985.
4. Michałek M., Sposoby regulowania nośności zsuwnej obudowy z drzwi stalowych podatnych. Praca doktorska, Politechnika Śląska, Gliwice 1997.
5. Nawrot J., Preidl W., Rozwój konstrukcji obudowy metalowej wyrobisk korytarzowych. Budownictwo górnicze i tunelowe, Kwartalnik naukowo-techniczny, Nr 1/2011, Katowice 2011.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Dr hab. inż. Jarosław Brodny, prof. nzw. w Pol. Śl.
Politechnika Śląska Gliwice, Wydział Górnictwa i Geologii,

DETERMINING THE WORKING CHARACTERISTIC OF A FRICTION JOINT APPLIED IN MINING YIELDING SUPPORT

The article presents the results of stand tests and numerical analyses conducted in order to determine the working characteristic of a friction joint used in yielding supports and in friction props. A functional model was used to determine analytically the working of the friction joint. A stick-slip model of intermittent motion and a dry friction model were used to model the joint's yield capacity. The friction joint's working characteristic at axial compression and its yield capacity (i.e. joint tensile force) was determined as a result of the analysis. The results of friction joint stand tests at axial compression have also been presented in the paper and compared to the results of numerical analysis. The results obtained in stand tests and numerical analyses reveal high quantitative and qualitative consistency.

Keywords: yielding support, friction joint, mining support

1. Introduction

The Polish coal mines use commonly steel yielding supports to secure dog headings. The purpose of the support is to secure dog headings against loads originating from the rock mass.

The working principle of the yielding support consists of changing the dimensions due to external loads while preserving its function at the same time. The mutual displacement of the support's shaped sections due to an external load is ensured by friction joints. Yield in friction joints then occurs.

The working principle of yielding supports is based on the use of friction forces between the interworking shaped sections. The joints are used in steel frames of yielding supports and in friction props.

The friction joint is made up of two overlapping shaped sections pressed with clamps. The friction force between the contacting shaped sections is a result of the acting pressing force and the friction coefficient between the shaped sections. The pressing force depends on the value of the axial forces acting in the clamps bolts and on the frictional forces in a bolted joint. The work of friction joints have a decisive effect on the working characteristics of the frames and friction props, and then on the entire yielding support. The working characteristics of the frames are considered as a relationship between the external load and shaped sections displacement due to the friction joint's work.

The yield support working characteristic (so-called friction joint's operating curve) is determined in stand tests performed according to the Polish Standard. A friction joint made of straight shaped sections joined with clamps is pressed axially in such test. Relationships between the external force loading the joint and the mutual displacement of the interworking shaped sections (so-called yield) are determined in such tests.

The key parameter determined in such tests is the friction joint's yield capacity. Such capacity is the value of the joint's external loading force at which the first yield is achieved. The yield capacity is also referred to as the friction joint's tensile force. The value of the force has a practical significance for yielding support selection and use.

This paper presents the results of stand tests and numerical analyses using a functional friction joint model the purpose of which was to determine the friction joint working characteristic and yield capacity.

A model of intermittent motion with dry friction developed and used for friction joint modelling has been presented. Tensile force for a friction joint was defined for the model.

A physical model of a friction joint was next established. The model considers dry friction between the interworking shaped sections, and the external load was identi-

fied according to the kinematic force acting on the friction joint, which corresponds to the actual model. The mathematical model established was subjected to an analysis as a result of which the working characteristic of a friction joint was developed. The effect of the friction coefficient between the interworking shaped sections on the friction joint yield capacity value (tensile force value) was also identified.

The paper also presents the results of stand tests the purpose of which was to identify the working characteristics of friction joints and the tensile force values in the friction joint. The results have been compared to the results of the numerical analysis.

2. Determination of Friction Joint Working Characteristic in Stand Tests

The friction joint working characteristic is determined in tests stands in line with the Polish Standard. A friction joint in such tests is undergoing axial compression with force acting on one of the shaped sections. The force results from the displacement of a tensile machine's piston with constant speed.

Fig.1 shows the test method for a friction joint made of V29 sections connected with two SDO 29 clamps.

In the case considered, the torque for tightening the clamp mounting bolts was 400 Nm. Fig. 2 presents a friction joint's working characteristic obtained in a stand test. In this chart, P denotes the axial force loading the shaped section and Z is the yield value.



Fig. 1. The method of testing a friction joint at axial compression

When analysing the obtained characteristic, its instability should be emphasised. It is a typical feature of all working characteristics produced in stand tests. It is hard to predict the values of the forces at which subsequent yielding occurs, the value of such yielding as well as their occurrence time.

The main values determined from the friction joint's working characteristic are:

- yield capacity value (P_{z1}),
- minimum yield capacity value ($P_{z \min}$),
- maximum yield capacity value ($P_{z \max}$),

- average yield capacity value (P_{sr}).

The values for the characteristic presented in Figure 2 are shown on the diagram.

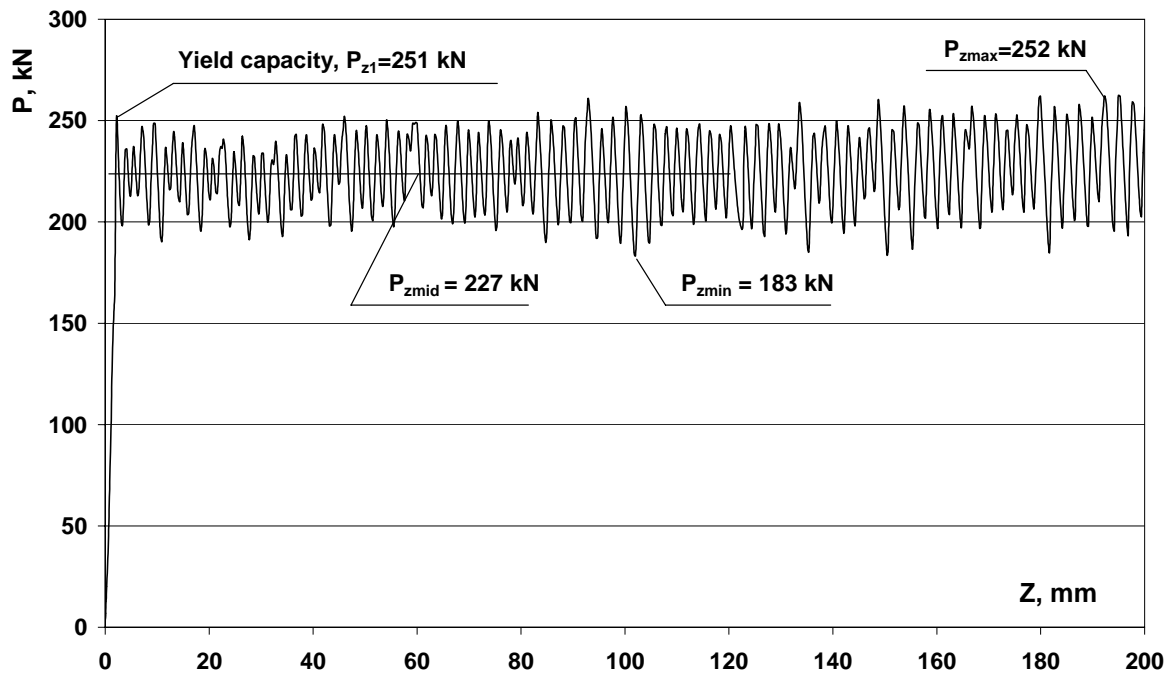


Fig. 2. A friction joint's working characteristic obtained in stand tests

3. Friction Joint Intermittent Motion and Tensile Force (Yield Capacity)

The yielding support's geometry is changed due to the mutual displacement of the shaped sections in the friction joints. The shaped sections' motion (so-called yield), depending on multiple factors, is intermittent. The key factors include the pressing force on the shaped sections as well as static and kinetic friction coefficients between the shaped sections.

A physical model of the system performing intermittent motion taking into consideration dry friction (Fig. 3) has been developed to describe the intermittent motion and identify the friction joint tensile force [1, 2, 5].

Fig. 3a presents a physical model of a system for describing the intermittent motion.

In this system, a body with m mass is loaded with P external force and T friction force acting on the surface of contact with a substrate. P force is a result of stretching a spring with k rigidity. The value of the force depends on $v(t)$ speed of spring displacement and its rigidity. The rigidity and extension speed of the spring for the analysed system are constant.

Fig. 3b presents the characteristics of P exciting force's relationship according to x displacement of m mass.

The characteristic illustrates the intermittent motion of a body with m mass. The motion is performed according to the values of static (μ_{st}) and dynamic (μ_{dyn}) friction coefficients between the m body and a substrate.

The P force value at which the motion of the body with m mass begins corresponds to the tensile force's value. The moment of transition from the static friction to kinematic friction is defined this way. The P force value at which the contact of the body with the substrate is lost depends on the value of static and kinematic coefficients

and on the m mass pressing force (N) (N force= Q). The adopted friction model corresponds to the Coulomb friction model [4].

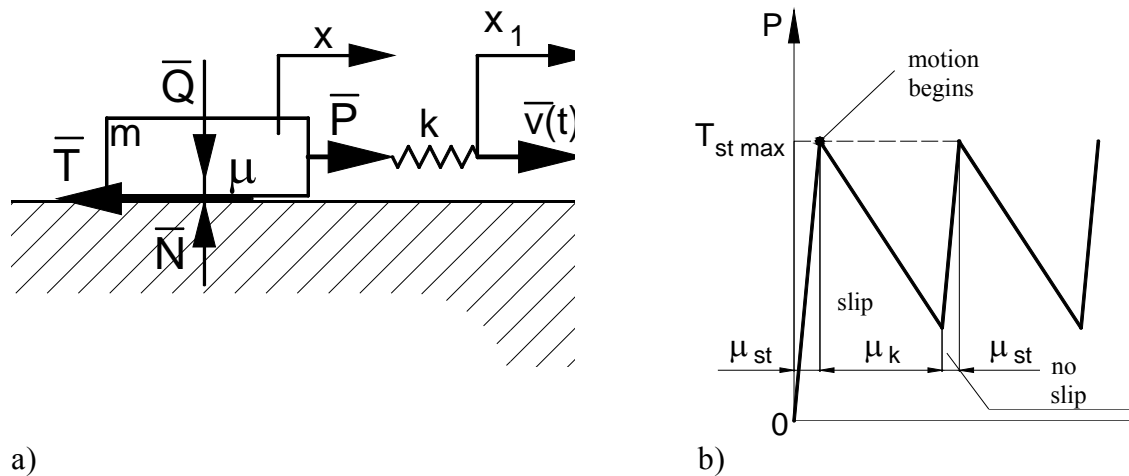


Fig.3. Model of intermittent motion with dry friction

The movement of the body with m mass can be described with the equation as follows:

$$m \cdot \ddot{x} + T = k(vt - x) \quad (1)$$

The equation describes an intermittent motion of the body with m mass with dry friction

The value of T force depends on the pressing force $N=Q=mg$ and the static (μ_{st}) and kinematic (μ_k) friction coefficients between the surface of the contacting bodies.

The relationship between the kinematic friction force and relative speed of the contacting bodies is constant in the model analysed and is $T_k = \pm m \cdot g \cdot \mu_k$. It has been assumed for the calculations that the friction force of static friction varies according to P force and the maximum value is reached for $P=T_{st\ max}$ ($T_{st\ max} = m \cdot g \cdot \mu_{st}$) [3].

The model presented correctly describes the working nature of the friction joint used in a yielding support and in friction props. It enables to model the intermittent motion that occurs in yielding supports. It also allows to determine the friction joint tensile force (yield capacity).

The model developed was used for determining the working characteristic of a friction joint and friction joint yield capacity and other values describing this characteristic.

4. Determination of Friction Joint Working Characteristic with Functional Model

A physical model of the friction joint made of V29 shaped sections connected with two SDO 29 clamps (Fig. 4) was established using the intermittent motion model from Fig. 3 and the friction joint test diagram in Fig. 1. It is a system with three degrees of freedom.

A friction joint in this system was modelled as two grouped masses of the interworking shaped sections. The shaped sections are pressed with N force the value of which is equal to the sum of axial forces in the clamp bolts. It was assumed for the model analysed that each of the bolts was tightened with the torque of 400 Nm. It equals to the axial force of 82 kN for each bolt.

A mathematical model describing a motion of m_1 and m_2 masses around their position of equilibrium, forced by P (v , k) load, assumes the form of the following equation:

$$\begin{aligned}
 m_1 \cdot \ddot{y}_1 - k_1 \cdot (y_3 - y_1) - c_1 \cdot (\dot{y}_3 - \dot{y}_1) + T &= 0 \\
 m_2 \cdot \ddot{y}_2 + k_2 \cdot y_2 + c_2 \cdot \dot{y}_2 - T &= 0 \\
 k_1 \cdot (y_3 - y_1) + c_1 \cdot (\dot{y}_3 - \dot{y}_1) &= P(v)
 \end{aligned} \tag{2}$$

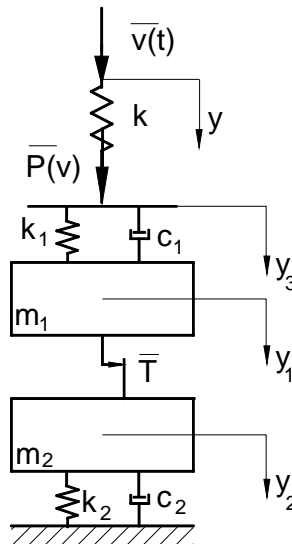


Fig. 4. Physical friction joint model

External active force P acting on the joint is a result of displacement of a tensile machine piston with v constant speed. The value of this force is calculated according to:

$$P = k(y - y_3) = k(v \cdot t - y_3) \tag{3}$$

Two interworking shaped sections in the considered system are made of the same material and have the same dimensions. It provides, therefore, that their masses together with clamps, elasticity coefficients and damping coefficients are the same. The following is achieved by assuming $m_1 = m_2 = m$, $k_1 = k_2 = k_1$, $c_1 = c_2 = c$ for the equation (2) and including equation (3) and transforming it:

$$\begin{aligned}
 m \cdot \ddot{y}_1 - c \cdot \dot{y}_3 + c \cdot \dot{y}_1 - k_1 \cdot y_3 + k_1 \cdot y_1 + T &= 0 \\
 m \cdot \ddot{y}_2 + c \cdot \dot{y}_2 + k_1 \cdot y_2 - T &= 0 \\
 c \cdot \dot{y}_3 - c \cdot \dot{y}_1 + k_1 \cdot y_3 - k_1 \cdot y_1 + k \cdot y_3 &= k \cdot v \cdot t
 \end{aligned} \tag{4}$$

The friction force value changes according to the following relationship:

$$T = \begin{cases} T_{st} \cdot \text{sign}(W) & \text{for } \dot{y}_1 - \dot{y}_2 = 0 \text{ i } |W| \geq T_{st} \\ W \cdot \text{sign}(W) & \text{for } \dot{y}_1 - \dot{y}_2 = 0 \text{ i } W < T_{st} \\ T_k \cdot \text{sign}(\dot{y}_1 - \dot{y}_2) & \text{for } \dot{y}_1 - \dot{y}_2 \neq 0 \end{cases} \tag{5}$$

$$\text{where: } W = k_1(y_3 - y_1) + c_1(\dot{y}_3 - \dot{y}_1); T_{st} = N \cdot \mu_{st}; T_k = N \cdot \mu_k \tag{6}$$

A numerical analysis was made for the mathematic model developed in such manner and the friction joint working characteristic was produced as a result of such analysis (Fig.5).

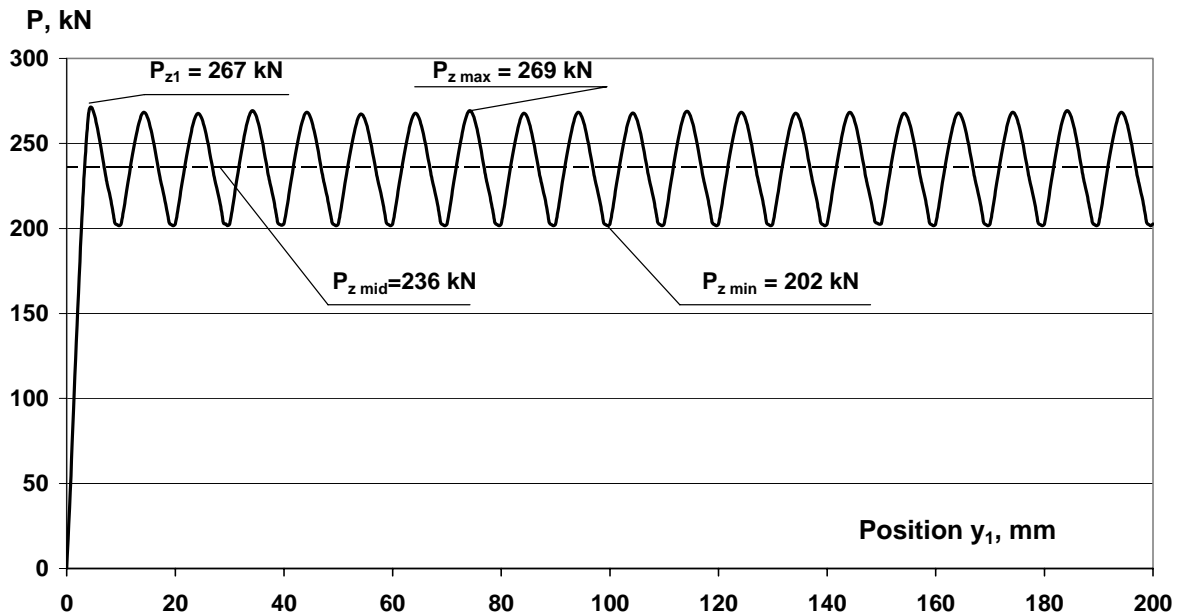


Fig. 5. The friction joint working characteristic obtained in the functional model analysis

Table 1 presents the key values describing the friction joint working characteristics obtained in a numerical analysis and stand tests. The results of stand tests presented in the table are the arithmetical means of the values for individual values from five independent tests.

Table 1

kN	Yield capacity (tensile force) P_{z1}	Maximum yield capacity P_{zmax}	Minimum yield capacity P_{zmin}	Average yield capacity P_{zmid}
Stand test (arithmetical average of five tests)	252	255	180	228
Numerical analysis	267	269	202	236
Deviation, %	5,9	5,5	12,2	3,6

When comparing the friction joint working characteristics produced in a numerical analysis and in stand tests, their large qualitative and quantitative consistency should be underlined. The deviations of 5.9 % for yield capacity and 3.6 % for average yield capacity should be considered negligible. Larger disparity in results in determining the minimum friction joint yield capacity is related to certain inaccuracies in stand measurements. From a practical standpoint the parameter is not too important for the functioning of support frames.

5. Summary and Conclusions

The current constructional solutions of friction joints used in yielding supports and in friction props are characterised by unstable work. It can be concluded by analysing the friction joint working characteristic determined with a stand test (Fig. 2) that the values of yields in the friction, occurrence time as well as the values of forces they occur at are hard to predict.

The actual working characteristics of friction joints are determined in stand tests. The tests require special measuring stands and are costly.

It is, therefore, purposeful to conduct work aimed at using less costly method of analysing joints' work that would correctly reflect the actual character of their work. These conditions are satisfied by applying numerical methods for analysing the work of friction joints. This requires, however, the correct modelling of the friction joint itself and its loading method.

The results produced in a numerical analysis and stand tests reveal high consistency. It can be assumed, therefore, that the model developed has fulfilled its task as regards requirements concerning the determination of values describing friction joint working characteristic.

The friction joint model established allows to determine friction joint susceptibility to variance in its specific characteristic parameters (e.g. pressing force, friction coefficients, load speed, excitation type). The model can also be used for analysing the work of the entire yield support frame.

The mapping of a yield support's intermittent motion is most essential considering its correct work allowing to model its yield.

The consistency of the characteristic obtained in a numerical analysis versus the characteristic obtained in stand tests should be noted in comparing the results obtained. The reason for that is functional model idealisation. This applies to the kinematic friction force value. The kinematic friction force value in the analysed model was adopted as constant during yield and in fact the force varies. So-called Stribeck phenomenon occurs [5]. It seems, however, that if this phenomenon is taken in account in this case, it would not substantially influence the results obtained.

It also should be noted that the results of stand tests are impacted by a number of other factors that are difficult to consider in mathematical equations. Such factors include the inaccurate fabrication of friction joint elements, inaccurate joints installation, imperfections related to external load, the deformation of joint elements during subsequent yields, the changes occurring on the surfaces where slipping occurs, etc.

It can be assumed that the presented functional model is correctly representing an actual friction joint. It proves large opportunities for simulating its work, which should be used for optimising the existing friction joint solutions and also when designing new ones.

The results and conclusions from the performed stand tests and theoretical analyses presented should be taken into account when using yield supports. They should improve working safety in the mining industry by the correct use of strength performance of the supports in use.

References

1. Awrejcewicz J., Grzelczyk D., Pyryev Y.: On the stick-slip vibrations continuous friction model. Proceedings of the 9th Conference on Dynamical Systems – Theory and Applications, Łódź, Poland 2007, 17-20 December, p. 113-120.
2. Bowden F. P., Tabor D.: Friction and Lubrication. Oxford University Press 1954.
3. Brodny J.: Tests of friction joints in mining yielding supports under dynamic load. Archives of Mining Sciences, Vol. 56 (2011), No 2, p. 303-318
4. Den Hartog, J. P.: Forced vibrations with combined Coulomb and viscous friction. Trans. ASME 1931, Vol. 53, p. 107-115.
5. Leine R.I., Van Campen D.H., De Kraker A., Van den Steen D.: Stick-slip vibrations induced by alternate friction models. Nonlinear Dynamics 1998, 16, p. 41-54.

Надійшла до редакції 26.03.2013

УДК 622.411.33:552.574.:533.583.2

В.А. ВАСИЛЬКОВСКИЙ (канд. физ.-мат. наук, ст. науч. сотр.)

Институт физики горных процессов НАН Украины, Донецк

**ПИКНОМЕТРИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ ШАХТ ДОНБАССА:
ПОИСК ЗАКРЫТОЙ ПОРИСТОСТИ И ЗАВИСИМОСТИ ПЛОТНОСТИ ОТ СТЕПЕНИ
ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ**

Используя гелий для пикнометрических исследований, получена информация о характере изменения плотности углей с изменением содержанием летучих веществ и с изменением степени измельчения угля. Изменения плотности угля при его измельчении не обнаружено. Это может быть в случае, если гелий свободно проникает в закрытые поры, либо, если закрытые поры (размером более 100-1000 нм) в углях отсутствуют.

Ключевые слова: уголь, плотность, закрытые поры, измельчение, сорбционный объём.

Введение. До сих пор остаётся актуальным вопрос о природе сорбционного объёма в каменных углях. Такая информация имеет большое значение для отработки и корректировки способов своевременного предупреждения выбросов угля и газа в шахтах. «Сорбционный объём» – средний объём пустот, в которых возможно образование избыточной концентрации атомов сорбата. В этом смысле он не зависит от распределения метана по фазам, термобарических параметров среды, в которой находится угольный пласт, относительного размера атомов сорбата и пор, температуры, при которой происходит сорбция, и других факторов.

Анализ публикаций показывает, что относительно природы сорбционного объёма мнения учёных разделились. Одна группа учёных считает, что насыщенность угля газом обеспечивается развитой сетью микропор [1-3]. По их оценкам суммарный геометрический объём микропор не превышает $0,06 \text{ см}^3/\text{г}$, но обладает достаточной ёмкостью благодаря высокой плотности сорбированного газа (теория объёмного заполнения микропор [4]). Недостатком модели являются трудности в объяснении низкого коэффициента диффузии метана в угле, – согласно измерениям [5], он может быть меньше, чем $10^{-12} \div 10^{-13} \text{ м}^2/\text{с}$, что характерно для диффузии твёрдотельной.

Сторонники другой модели [6-8] считают, что сорбционный объём формируется системой закрытых пор в блоках угля – его мельчайших плотных образованиях. В нескольких публикациях отмечается, что объём закрытых пор в угле может превышать значение $0,2 \text{ см}^3/\text{г}$, и почти вся газоносность угля связана с метаном, который находится в свободном состоянии [9]. Столь большая закрытая пористость должна оказывать влияние на величину плотности углей.

Информацию о сорбционном объёме или объёме пустот в углях получают, в основном, путём внедрения газов и жидкостей в структуру угольного вещества.

Нельсон с сотрудниками [10] использовали для этого жидкости – бензол, тетралин и метанол. В другой работе [11] описаны опыты с погружением угля в среду, содержащую газы He, N₂, CH₄ или CO₂. Было обнаружено, что расход газа, связанный с заполнением пустот в угле, сильно зависит от вида газа и его «родственности» с углём (affinity coal structure). Несмотря на высокую проницаемость и малый размер атомов гелия, объём пустот «по гелию» оказался наименьшим. По мнению некоторых учёных, низкая пористость «по гелию» объясняется наличием в угле закрытых пор [12]. В этом случае предполагается, что гелий не проникает в закрытые поры, так как он «не взаимодействует» с веществом угля [9].

Авторы других публикаций [13-16] придерживаются иного мнения. Они считают, что гелий можно использовать для определения действительной плотности угля.

Краткий анализ публикаций по теме исследований, обнаруживает, что предположение о наличии закрытых пор в угле основано лишь на общих представлениях о процессах углеобразования и метаногенерации. В литературе невозможно найти источник, в котором результаты экспериментальных исследований, можно однозначно трактовать в пользу указанного предположения. Таким образом, существует явный дефицит информации, касающейся закрытой пористости и её влияния на плотность каменных углей.

В данной работе предпринята попытка найти экспериментальные свидетельства наличия в углях закрытой пористости. При постановке экспериментов и обсуждении их результатов исходным считалось положение:

измеряемая «по гелию» плотность каменного угля будет зависеть от степени его измельчения только в случае, если выполняются два условия. Первое, – в угольном веществе имеются закрытые полые образования, в которые атомы гелия не проникают (за время проведения эксперимента). И второе, – закрытые поры вскрываются при измельчении угля, так как их максимальный размер сравним с размером гранул угля.

Экспериментальные результаты и их обсуждение.

В экспериментах использовались 11 образцов углей, изъятых из прослоев чистых угольных пачек шахт Донецкого бассейна. Их отличительные характеристики приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Численные значения зольности – $A^d, \%$ и содержание летучих веществ – $V^{daf}, \%$ в углях

№ образца	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
$A^d, \%$	9,7	9,4	13	12	13	7,5	10	6,8	5,5	9,5	8
$V^{daf}, \%$	4	5	8	11	19	27	31	35	38	42	44

Пикнометрия сухих углей с привлечением гелия производилось способом, предложенным в работах [14,15]. Детали современной измерительной установки описаны ранее в работе [17].

На рис.1 показаны результаты измерений действительной плотности сухой беззольной массы $\rho_{сбм}$ углей, выполненные с помощью трёх различных методик. На основе дискретных значений плотности (∇ и O) получены интерполяционные кривые 1 и 2: $y_1=4,57 \cdot 10^{-4} x^2 - 0,0294x^1 + 1,83$ и $y_2=46,3 \cdot 10^{-4} x^2 - 0,30x^1 + 6,36$. Ниже – линией 3 – показан график интерполяционной функции $y_3=5,77 \cdot 10^{-4} x^2 - 0,0326x^1 + 1,72$ для значений действительной плотности, которые получены пикнометрическим методом с использованием смачивающей жидкости [18].

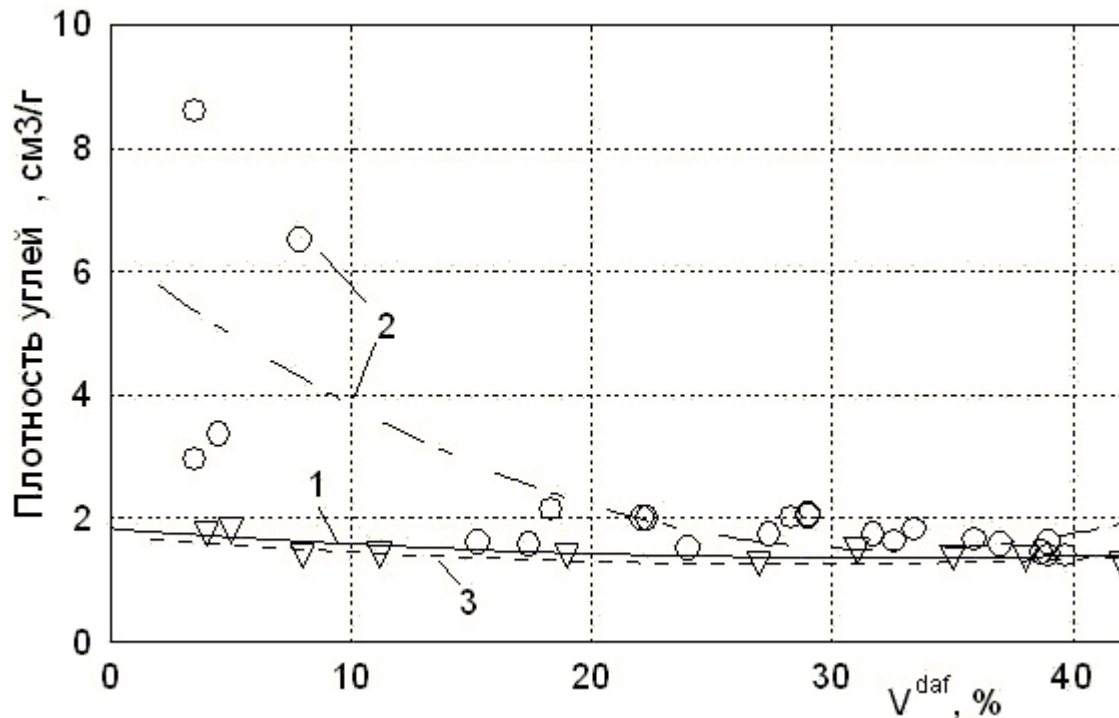


Рис.1. Плотность с.б.м. углей различной стадии метаморфизма: ▽ – значения получены по данным о внедрении гелия в структуру угля; ○ – значения рассчитаны на основе данных о закрытой пористости (по величине сорбции метана) [9] и кажущейся плотности [18]. Линия 3 – интерполяционная кривая, для данных, полученных с помощью жидкостной пикнометрии [18]

Интерполяционная кривая 2 построена на основе значений для действительной плотности углей ρ_{∂} , найденных косвенным путём, – исходя из данных о кажущейся плотности с.б.м. угля – ρ_{κ} [18] и величине удельного объёма пор с.б.м. угля – $V_{уд.пор}$ [9]. Расчёт проводился по формуле

$$\rho_{\partial} = \rho_{\kappa} / (1 - V_{уд.пор} \rho_{\kappa})$$

Считается, что удельный объём $V_{уд.пор}$ может иметь значительную составляющую, обусловленную закрытой пористостью [9]. В работе [9] было предложено измерять закрытую пористость по объёму поглощённого углем метана, предполагая, что при больших давлениях газ в порах находится в свободном состоянии. Согласно виду кривой 2, такое предположение может быть приемлемым для значений V^{daf} на отрезке от 20 до 40% и становится грубым для углей средней и высокой степени метаморфизации. Иными словами, в антрацитах и углях с выходом летучих до 20% пренебрежение сорбированной составляющей газоносности приводит к большим ошибкам в оценках пористости и плотности.

Как видно из рис.1, жидкостная и гелиевая пикнометрии угля дают величины меньше, чем плотность графита. Это обусловлено наличием в каменных углях углеводородной составляющей и низким уровнем упорядочения углеродных кристаллитов. Измерения показали также, что использование гелия в таких измерениях даёт не только точные, но и наиболее высокие значения действительной плотности каменных углей. Логично предположить, что высокая чувствительность пикномет-

рических измерений, основанных на использовании гелия, даёт шанс обнаружить закрытую пористость в каменных углях.

С этой целью были проведены измерения действительной плотности угля образца №8 до и после его измельчения. Размеры угольных гранул были следующими: 9-10 мм; 2,0-2,5 мм; 0,20-0,25 мм и 0,001÷0,20 мм.

Все фракции были приготовлены из одного куска угля путём его последовательного измельчения: более мелкая фракция была получена из предыдущей более крупной. В таблице 2 приведены результаты измерений плотности без поправки на зольность, которая отдельно для каждой фракции не определялась.

Таблица 2 – Результаты измерения плотности угля образца №8 различной фракции

фракция, мм	9-10	2,0-2,5	0,20-0,25	0,001-0,20
ρ , г/см ³	1,41±0,015	1,39±0,015	1,42±0,015	1,42±0,015

Видно, что в пределах ошибки измерений плотность угольного вещества при измельчении, практически, не изменяется. Это указывает на то, что гелий, внедряясь в структуру каменного угля, в течение нескольких секунд заполняет все пустоты, размер которых сравним с размером наименьшей угольной частицы. К таким пустотам могут быть отнесены не только открытые поры и трещины угля, но и условно закрытые поры. Последние отделены от транспортных каналов (открытых пор) проницаемым для атомов гелия веществом угля.

Предположение о наличии в каменных углях пустот недоступных даже для атомов гелия может быть следствием автоматического переноса выводов, основанных на сравнении плотности различных видов искусственного графита с его теоретической плотностью. Вакансии и несовершенства структуры кристаллитов угля также могут быть идентифицированы как его закрытая пористость. Масштаб таких структурных нарушений значительно меньше частиц угля и, поэтому измельчение не отражается на величине его плотности. Если продолжать сравнение далее, то необходимо учитывать, что уголь, в отличие от графита, имеет углеводородную составляющую, которая, как любой полимер, обладает более высокой проницаемостью для атомов гелия [19]. Поэтому, измеряемая с помощью гелия, плотность алифатической составляющей угля не изменяется при его измельчении.

В описанных опытах уголь измельчался от гранул в несколько миллиметров до микрочастиц ($\approx 0,001$ мм ÷ 0,05 мм), что естественным образом ограничивает объём обсуждаемой информации. Действительно, по итогам измерений плотности угольного вещества мы имеем право обсуждать *возможность* внедрения газов только в сравнительно крупные закрытые полости, поскольку описанная выше степень разрушения угля не может оказывать заметного влияния на пористость, обусловленную мелкими (1÷100 нм) закрытыми порами.

Выводы. Опытным путём обнаружено, что

а) гелиевая пикнометрия по сравнению с жидкостной даёт более высокие значения плотности углей, чем пикнометрия с использованием жидкости;

б) изменения плотности угля после его измельчения не происходит. Это может быть в случае, если гелий проникает в закрытые поры или, если закрытые поры (размером более 100-1000 нм) в углях отсутствуют.

Заключение. По-видимому, для того, чтобы обнаружить закрытую пористость, оценить её величину или выяснить, с каким видом пустотности может быть связан сорбционный объём каменных углей, следует провести серию описанных выше опытов с заменой гелия на неон. В этом случае можно надеяться получить сведения о кинетике внедрения газа, атомы которого (подобно гелию) слабо взаимодействуют с веществом угля, но достаточно сильно, чтобы это взаимодействие обеспечило внедрение газа в закрытые поры.

Список использованной литературы

1. Коган Г.Л. Движение метана в ископаемых углях. В кн. «Физико-химия газодинамических явлений в шахтах / Г.Л. Коган, В.Г. Крупеня. – М.: «Наука», 1972. – С. 84-94.
2. Петросян А.Э. Выделение метана в угольных шахтах / А.Э. Петросян. – М.: Наука, 1975. – 188с.
3. Зверев И.А. Микроструктурные особенности угольного вещества выбросоопасных пластов: Сб. Разработка и обогащение полезных ископаемых / ИПКОН АН СССР // И.А. Зверев, М.О. Долгова. – М., 1981. – С. 72-84.
4. Дубинин М. М. Современное состояние теории объемного заполнения [микропористых адсорбентов](#) при адсорбции газов и паров на углеродных адсорбентах / М.М. Дубинин. – ЖФХ, 1965. – т. XXXIX. – № 6. – С. 1305-1317.
5. Васильковский В.А. Метод определения фильтрационной и диффузионной составляющих характерного времени десорбции метана из каменного угля / В.А. Васильковский // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. – № 1. – С. 101-108.
6. Алексеев А.Д. Закрытые поры ископаемых углей / А.Д. Алексеев, В.В. Синолицкий, Т.А. Василенко, Н.Н. Сереброва [и др.] // ФТПРПИ. – 1992. – №2. – С. 99-106.
7. Алексеев А.Д. Диффузионно-фильтрационная модель выхода метана из угольного пласта / А.Д. Алексеев, Т.А. Василенко, К.В. Гуменник, Н.А. Калугина, Э.П. Фельдман // Журнал технической физики. – 2007. – № 4. – С. 65–74.
8. Алексеев А.Д. Кинетика и механизмы десорбции метана из угля / А.Д. Алексеев, В.А. Васильковский, Н.А. Калугина // Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк. 2005. – Вып.8.- с.9-21.
9. Алексеев А.Д. Радиофизика в угольной промышленности / А.Д. Алексеев, В.У. Зайденварг, В.В. Синолицкий, Е.В. Ульянова. – М.: Недра, 1992. – 183 с.
10. Nelson R.J. Measurements of swelling of coals in organic liquids: a new approach / R.J. Nelson, O.P. Mahajan, P.L. Walker // Fuel. – 1980. – V.59. – P. 831-837.
11. Rodrigues C.F. The measurement of coal porosity with different gases / C.F. Rodrigues, M.J.Lemos de Sousa // International Journal of Coal Geology. – 2002. – 48. – P. 245-251.
12. Малышев Ю.Н. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов / Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. – 519с.
13. Кривицкая Р.М. Методические указания по определению сорбционной газоемкости углей Донецкого бассейна при давлении 100 ат с учётом содержания высших углеводородов и влажности / Р.М. Кривицкая, Т.В. Струковская, Т.Г. Латышева. – Макеевка-Донбасс: Изд. МакНИИ. – 1972.
14. Павельев В.Т. Определение истинного удельного веса ископаемых углей / В.Т. Павельев // Изв. АН СССР. Отд. техн. Наук, 1942. – №5. – С.6.
15. Премыслер Ю.С. Прибор для определения истинного веса горных пород / Ю.С. Премыслер // Заводская лаборатория. – 1952. – №4. – С. 43-51.
16. Gan H. Jr. 1972. Nature of porosity in American coals / H. Gan, S.P.Nandi, P.L.Walker // Fuel. – v.51. – P. 272-277.
17. Васильковский В.А. Количество метана на поверхности угля Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / В.А. Васильковский // НИИГД. – Донецк, 2011. – С.45 – 52.
18. Каталог коллекторских свойств каменных углей и антрацитов Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов. – Макеевка-Донбасс: Изд-во. МакНИИ, 1985. – 48 с.
19. Чалых А. Е. Диффузия в полимерных системах / А.Е. Чалых. – М.: «Химия», 1987. – 312 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

В.О. Васильковський

ПІКНОМЕТРИЧНІ ДОСЛІДЖЕННЯ КАМ'ЯНОГО ВУГІЛЛЯ ШАХТ ДОНБАСУ: ПОШУК ЗАКРИТОЇ ПОРИСТОСТІ І ЗАЛЕЖНОСТІ ЩІЛЬНОСТІ ВІД МІРИ ПОДРІБНЕННЯ ВУГІЛЛЯ

Використовуючи гелій для пікнометричних досліджень, отримана інформація про характер зміни щільності вугілля із зміною вмістом летких речовин і із зміною міри подрібнення вугілля. Зміни щільності вугілля при його подрібненні не виявлено. Це може бути у випадку, якщо гелій вільно проникає в закриті пори, або, якщо закриті пори (розміром більше 100-1000 нм) у вугіллі відсутні.

Ключові слова: вугілля, щільність, закриті пори, дроблення, сорбційний об'єм.

V.A.Vasilkovskiy

RESEARCHES OF CLOSENESS OF COALS OF MINES OF DONBAS: SEARCH OF THE CLOSED POROSITY AND DEPENDENCE OF CLOSENESS FROM DEGREE OF CRUSHING OF COAL

Using helium for piknometricheskikh researches, information is got about character of change of closeness of coals with a change maintenance of volatiles and with a change the degree of crushing of coal. At his growing shallow it is not found out changes the closeness of coal. It can be in case if helium freely gets to the closed pores, or, if the closed pores (measuring more than 100-1000 nm) absent in coals

Keywords: coal, closeness, closed pores, crushing, sorption, volume.

УДК 622.831.325

Н.И.ВОЛОШИНА (канд.техн.наук, ст. науч. сотр.),

Институт физики горных процессов НАН Украины)

П.В.ЧЕРЕПОВСКИЙ (аспирант)

Институт физики горных процессов НАН Украины)

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЩИТОВОЙ ВЫЕМКИ

Приведены результаты исследований факторов, способных повысить эффективность работы щитовых забоев на крутых выбросоопасных пластах Центрального района Донбасса.

Ключевые слова: щитовой забой, внезапные выбросы угля и газа, интенсификация производства, нагрузка на очистной забой.

Щитовая выемка является одной из наиболее технологичных и безопасных среди существующих технологий добычи угля для пластов крутого падения. Однако и она не лишена проблемных мест, не позволяющих снизить себестоимость добываемого угля, а также сдерживающих темпы подготовки и отработки запасов.

Отдельные элементы применяемой в настоящее время на шахтах Украины технологии щитовой выемки периодически модернизировались и улучшались на всем протяжении ее существования, однако разработок, направленных на повышение темпов отработки крутых выбросоопасных угольных пластов, с четко очерченными параметрами до настоящего времени явно не достаточно.

Выемка угля щитовым агрегатом выполняется без присутствия людей в очистном забое. И именно вопрос более высокого уровня безопасности ведения работ, как и меньшей трудоемкости этого процесса, делает данную технологию наиболее приоритетной в условиях ЦРД. В табл. 1. приведена средняя нагрузка на лавы по объединениям ЦРД. Бросается в глаза весьма низкая среднесуточная нагрузка на очистные забои, что и является основной проблемой не только щитовых лав, но и всего крутого падения. Если высоконагруженные лавы на пологом падении могут развивать скорость подвигания до 8-10 м/сутки, с добычей в несколько тыс. т / сутки, то на крутом падении – 143 т/сутки. (ГП «Артемуголь»).

Таблица 1. Количество очистных забоев, работавших в 2012 году

Наименование объединения	Количество забоев, отработываемых, шт.		Средняя нагрузка на очистной забой, т/сут.	
	ОМ	щитовыми агрегатами	ОМ	щитовыми агрегатами
ГП «Артемуголь»	16	9	79	143
ГП «Дзержинскуголь»	17	2	79	124
ГП «Орджоникидзеуголь»	27	4	70	96
Итого	60	15	76	121

Итак, что же мешает интенсифицировать процесс угледобычи щитовыми лавами и что можно сделать для преодоления негативных факторов?

В первую очередь – это, конечно, выбросоопасность. На сегодняшний день 27,8 % забоев в ЦРД находятся под полной защитой от внезапных выбросов работами на соседних пластах, 12 % - под частичной и 60,2 % отработываются как одиночные с выполнением противовыбросных мероприятий. Ведение очистных работ

на не защищенных выбросоопасных пластах подразумевает выделение одной смены под выполнение противовыбросных мероприятий, что само по себе на 1/3 снижает суточную добычу в сравнении с невыбросоопасными пластами.

Среди противовыбросных мероприятий, получивших широкое распространение при щитовой выемке имеется ограничение скорости подвигания очистного забоя, что явно не способствует интенсификации угледобычи. Попытки применения гидроимпульсного воздействия на угольный пласт, несмотря на всю привлекательность, также не всегда приводят к желаемому результату. В частности на ш. им. Румянцева в 2002-2003 годах пришлось прекратить работы в панелях № 8 и № 9 участка 42 по пласту m_3 «Толстый» после серии внезапных выбросов. Возникновению этих выбросов не смогло препятствовать ни ограничение скорости подвигания лавы (до 0,7 м в смену), ни гидроимпульсное воздействие. Также известны следующие способы борьбы с ГДЯ: дегазация надрабатываемых пластов, передовое торпедирование пород кровли пласта, создание разгрузочных пазов, способ оперативного управления интенсивностью технологических процессов, нетрадиционные способы. Все из перечисленных способов имеют ряд преимуществ, однако их недостатки на современном этапе не позволяют рассматривать большинство из них как перспективные. Некоторые из них имеют ограничения по горно-геологическим условиям применения, другие не обеспечивают интенсификации угледобычи, третьи, не достаточно эффективны либо не достаточно обоснованы. Успешной попыткой решить проблему выбросов под щитами, при этом, обеспечивая возможность увеличить темпы подвигания щитовых забоев стала разработка способа увлажнения угольного пласта в пределах выемочного поля водным раствором ПАВ. Применение ПАВ делает угольный пласт однородным по физико-механическим свойствам за счет интенсивного прорастания системы микротрещин и более пластичным. Вода за счет большей силы связи с поверхностью угля, чем у метана, вытесняет последний по транспортным каналам или запирает его в тупиковых каналах, исключая участие метана в выбросах. Способ предусматривает обработку всей выемочной панели, в том числе и наиболее опасной части с точки зрения выбросоопасности – кутка [1].

Установлено, что длинные скважины с точки зрения качества обработки предпочтительнее коротких, так как длинные скважины располагаются в зоне, неподверженной влиянию горных работ и предопределяют большую длительность контакта жидкости с углем, способствующую более глубокой его пропитке. Эти преимущества, а также независимость работ по нагнетанию через длинные скважины от очистных работ предопределяют их большой удельный вес при предварительном увлажнении угольных пластов.

Однако существующую схему расположения скважин сложно применить для обработки всей выемочной панели, даже со стандартными размерами 120x60м. Для этого из вскрывающего квершлага необходимо пробурить 18 нагнетательных скважин, а затем еще столько же контрольных.

С целью устранения существующих недостатков нами предлагается следующая схема расположения скважин (рис. 2). Нагнетательные и контрольные скважины бурятся из пластового штрека параллельно друг другу с нижнего горизонта на верхний. Такое их расположение позволит равномерно увлажнить все выемочное поле. При этом для обработки всей панели потребуется шесть нагнетательных и шесть контрольных скважин. Еще одна нагнетательная и одна контрольная скважина предусмотрена для увлажнения угольного пласта вдоль трассы проведения пластового штрека. Скважины, как и в нормативном способе, следует бурить через породную пробку. Если этого обеспечить не удастся, то следует бурить скважины

через заполняемую твердеющим раствором (еще в процессе проведения выработки) нависающую берму пласта. Помимо размещения в нем устьев скважин пластовой штрек на откаточном горизонте необходим также для упрощения схемы вентиляции участка. Проводимые промежуточные квершлаг проветриваются при его наличии за счет общешахтной депрессии.

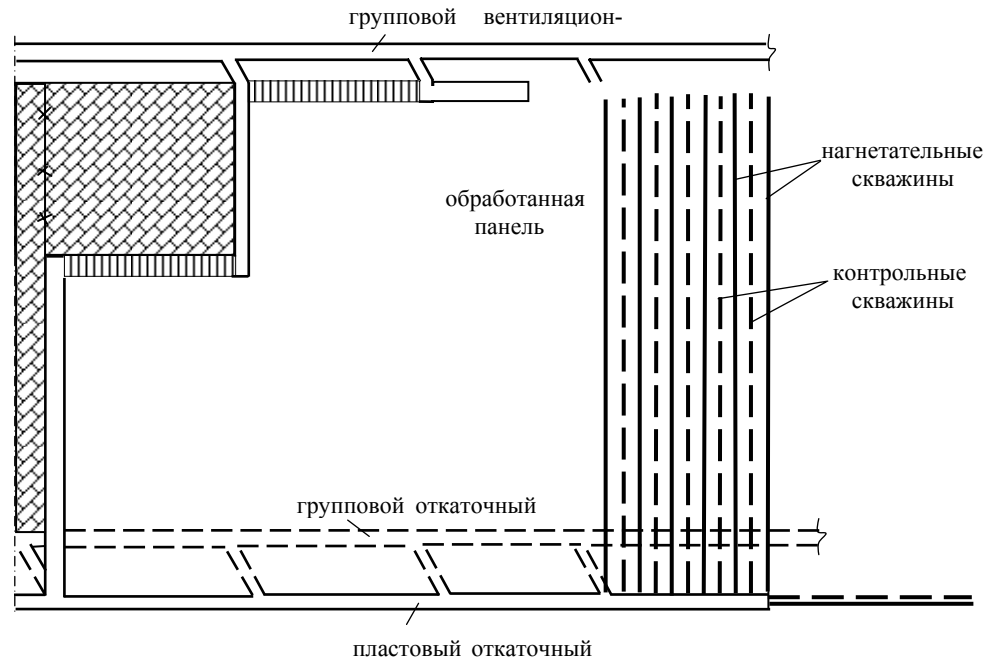


Рис. 2. Схема обработки выбросоопасного угольного пласта водным раствором ПАВ.

Еще одним узким местом щитовой технологии является небольшие размеры выемочного поля, как по падению пласта, так и по простиранию. Это означает, что даже при решении проблемы внезапных выбросов, существенно интенсифицировать добычу без увеличения размеров панели не удастся.

Длина забоя на данный момент ограничивается конструктивными особенностями агрегатов, поставляемых с завода. Увеличить ее можно используя спаренные лавы. При этом углеспускная печь может располагаться как по обе стороны от лав (рис. 3,а), так и между ними (рис. 3,б).

Как показывает опыт отработки угольных пластов спаренными щитовыми агрегатами, достичь существенного увеличения среднесуточной нагрузки на лаву возможно. Так на шахте «Ольховатская» ГП «Орджоникидзеуголь» при отработке пласта $k_7^{I(n+\epsilon)}$ - Юльевский гор. 420/294 м ($m = 1,4...2,3$ м; $\alpha = 50...58^\circ$) средняя нагрузка на спаренные щитовые забои составила 617 т/сут., а максимальная суточная нагрузка – 1049 т угля, что свидетельствует об имеющихся резервах применяемой техники и технологической схемы и о возможном в подобных условиях вести высокопроизводительную выемку [2, 3].

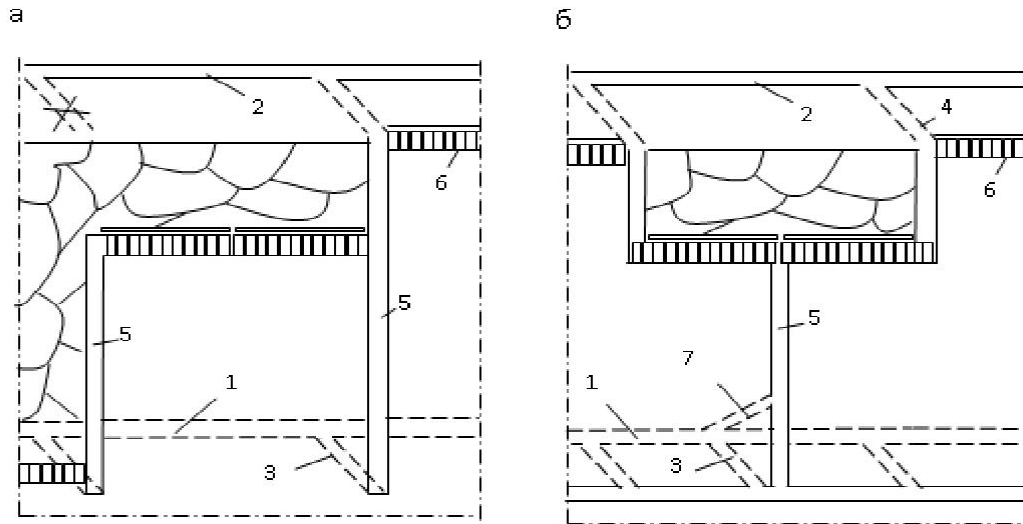


Рис. 3. Схемы отработки пласта спаренными щитовыми агрегатами:

а - с проведением фланговых печей; б - с центральной расположенной печью.

1, 2 – групповые откаточный и вентиляционный штреки; 3,4 – откаточный и вентиляционный квершлаг; 5 – печи; 6 – монтажные ниши; 7 – наклонный гезенк.

Заслуживает внимания также опыт бригады В.С. Кытманова (ш. им. В.И. Ленина ГП «Артемуголь»), добивавшейся снятия щитовым агрегатом за сутки 20-24 полос угля. Среднесуточная нагрузка на лаву из двух спаренных щитовых агрегатов составила 1172 т/сут. [3].

Увеличить же длину выемочного поля и снизить частоту монтажно-демонтажных работ возможно лишь производя отработку двух горизонтов одновременно. При этом обязательным условием является наличие промежуточного вспомогательного горизонта (рис. 4).

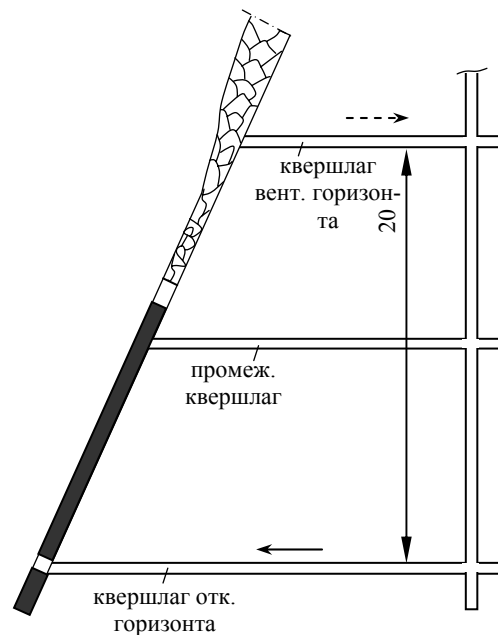


Рис. 4. Схема увеличения длины выемочного поля

Однако при наклонной длине выемочной панели 250-300м остро встает вопрос о креплении и охране вентиляционных печей. Выбор варианта технологических решений по данному вопросу из существующего разнообразия разработок (органка, твердеющие полосы, фосфогипс, БЖБТ) остается за ИТР [3-5].

Как показывает опыт отработки угольных пластов щитовыми агрегатами [2] наибольшие простои щитовых забоев связаны с неудовлетворительной работой транспорта. Так для забоев, выполняющих производственный план простои составляют 12,8 % от общей продолжительности смены. Не ритмичная работа транспорта обуславливается в основном плохим состоянием выработок и рельсовых путей, отсутствием или значительным отставанием разминок, необеспеченностью шахт исправным вагонным парком, электровозными батареями. Поэтому, при увеличении числа очистных забоев и суточной нагрузки актуализируется также вопрос по устройству конвейерного транспорта угля.

Таким образом, можно подытожить изложенное - существует целый ряд технологических решений, способных интенсифицировать отработку крутых выбороопасных угольных пластов щитовыми агрегатами. И их спектр весьма широк: от увеличения размеров выемочного поля до замены вида транспорта полезного ископаемого и способа крепления вентиляционной печи. Однако основным технологическим решением является выбор регионального способа предотвращения ГДЯ.

Список использованной литературы

1. Запобігання раптовим викидам вугілля і газу в разі виймання крутих вугільних пластів щитовими агрегатами: СОУ 101.00171144.004-2004. – [Чинний від 2004-06-30]. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. - 14с. – (Стандарт Мінпаливенерго України).
2. Бережной В.А. Щитовая выемка на шахтах ЦРД: обзор/ Бережной В.А., Кличков В.А., Андреев Г.В. - М: ПНИЭИуголь, 1989. - выпуск 5.
3. Иванов И.Ф. Комплексная механизация разработки тонких крутых пластов. – К.: Техніка, 1983. – 136 с.
4. Волошина Н.И., Череповский П.В. Способ возведения опорных полос в выработанном пространстве при отработке крутых угольных пластов щитовыми агрегатами - В сборнике XXI Международной научной школы им. Академика С.А. Христиановича “Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках”, Крым, Алушта, 2011. – С.92-94.
5. Геомеханічні процеси відпрацювання крутих вугільних пластів: нові дослідження та рішення / Піталенко Є.І., Кулібаба С.Б., Гавриленко Ю.М. та ін. – Донецьк: ДУНВГО, 2007. -384с.

Надійшла до редакції 01.04.2013

Н.І.Волошина, П.В.Череповський

Наведено результати досліджень факторів, здатних підвищити ефективність роботи щитових вибоїв на крутих викидонебезпечних пластах Центрального району Донбасу.

Ключові слова: щитовий вибій, раптові викиди вугілля й газу, інтенсифікація виробництва, навантаження на очисний вибій.

N.Voloshina, P.Cherepovski

There are results of research of the factors that could improve the effectiveness of panelboard on the steep faces of outburst seam Central area of Donbass.

Keywords: face shield, sudden ejection of coal and gas, the intensification of production, the load on the working face.

УДК 628.33

С.Е. ГУЛЬКО (канд.техн.наук)

ОАО «Проектный институт «Донгипрошахт»

И.И. ГОМАЛЬ (канд.техн.наук, проф.)

Донецкий национальный технический университет

АНАЛИЗ СОСТАВА И СОСТОЯНИЯ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ СООРУЖЕНИЙ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Сделан анализ состава и состояния гидротехнических сооружений угольных шахт в зависимости от срока ввода их в эксплуатацию, эффективности очистки. Рассмотрен процесс очистки шахтных вод методами седиментации. Проведен анализ времени отстаивания шахтной воды в поверхностных горизонтальных отстойниках для различных условий их эксплуатации. Обоснована необходимость максимального использования шахтных вод для собственных нужд угольных предприятий.

Ключевые слова: свойства шахтных вод, гидротехнические сооружения, эффективность очистки, твердые взвешенные вещества, метод седиментации.

Введение. Обеспечение водными ресурсами, предотвращение их загрязнения и истощения является одной из важнейших проблем не только в Украине, но и во всем мире. К настоящему времени в Украине принят ряд важных законодательных актов, которые направлены на решение вопросов обеспечения населения чистой питьевой водой, предотвращение ее загрязнения, истощения и воспроизводства путем очистки сточных вод и использования их в народном хозяйстве. В них устанавливается правовой, экономический, водно-экологический правопорядок, направленный на обеспечение экологической безопасности страны.

В соответствии с Законом Украины «Об общегосударственной программе развития водного хозяйства» важнейшим направлением решения проблемы охраны и рационального использования водных ресурсов является очистка производственных сточных вод (в том числе и шахтных) и использование их в народном хозяйстве.

Условия отведения шахтных вод в природные водные объекты определяются «Водным Кодексом Украины», «Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами», «Санитарными правилами и нормами охраны поверхностных вод от загрязнения» СанПиН 4630-88.

Целью работы является анализ состава и состояния гидротехнических сооружений угольных шахт и оценка их эффективности.

Основной материал. Производственная деятельность угледобывающих шахт связана с образованием значительного количества сточных вод характеризующихся разнообразием химического состава, который зависит от условий их образования. По этому признаку сточные воды шахт делятся на три основных вида: попутно-забираемые подземные (шахтные), поверхностный сток с территорий предприятий, хозяйственно-бытовые.

Подземные воды поступающие в горные выработки и выработанное пространство шахт и пройдя путь от места поступления до водосборников водоотливных установок, загрязняются органическими и минеральными частицами различной степени дисперсности, растворимыми минеральными солями (включая соли тяжелых металлов), различными видами бактерий (в том числе и болезнетворными), в отдельных случаях приобретают кислую реакцию ($pH < 6$), различные привкусы и запах, а при контакте с движущимися и вращающимися механизмами загрязняются нефтепродуктами и именуется уже, как шахтные воды.

Все загрязняющие вещества шахтных вод по своей природе можно разделить на следующие виды: твердые взвешенные вещества (механические примеси), нефтепродукты, растворенные минеральные соли, бактериальные загрязнения. В соответствии с этими видами загрязнений разрабатываются и применяются на практике различные технологические схемы очистки и оборудование.

Рассмотрим процесс очистки шахтных вод от взвешенных веществ, как наиболее распространенный в настоящее время. Он при современных условиях добычи угля, осуществляется в два этапа: непосредственно в шахте и на поверхности.

Загрязнение условно чистых (концентрация взвешенных веществ — 2 мг/л) подземных вод поступающих в шахту происходит в пределах действующих очистных и подготовительных забоев, в местах погрузки, перегрузки горной массы, подрывки горных пород, движения людей, обмывки горных выработок и др. Условно чистыми называют воды, ухудшение качества которых делает их непригодными для повторного использования в процессе, но не исключает возможности применения их для процессов с менее жесткими требованиями к воде либо допускает их сброс в водоем или канализацию без специальной обработки (очистки). Начальная концентрация взвешенных веществ в местах загрязнения подземных вод мокрых забоев достигает 10-15 тыс. мг/л, сухих — 4-5 тыс. мг/л [1].

Во время прохождения загрязненных подземных вод по водоотводным канавкам до водосборников водоотливных установок и во время пребывания в них не менее 6 часов происходит осаждение взвешенных веществ. Такое время пребывания шахтной воды в водосборниках обусловлено тем, что согласно «Правил безопасности...» емкость водосборников главного водоотлива должна быть не меньше чем на 4-часовой максимальный водоприток, не учитывая заиливания, а участкового — на 2-часовой водоприток. При этом заиливание не должно превышать 30% объема водосборника. Следует отметить, что при прохождении воды по водоотводным канавкам, в зависимости от условий их эксплуатации, происходит дополнительное загрязнение взвешенными веществами и нефтепродуктами. В водосборниках происходит осаждение в основном крупнодисперсных взвешенных частиц угля и породы, а также их размокание.

Результаты исследований [3] показывают, что содержание частиц крупностью +1-0,1 мм в водоотливной канавке перед участковым водосборником составляет 46,8%, а в лотке перед отстойником на поверхности их содержание уже не превышает 1%, а концентрация частиц крупностью меньше 0,05 мм составляет 62,9%. Общая же концентрация взвешенных веществ в шахтных водах, выдаваемых на поверхность, довольно высока и изменяется в широких пределах от 30-50 мг/л до 1000 мг/л и более, а гидравлическая крупность их составляет 0,028-0,03 мм/сек, зольность — от 26,7 до 66,3% [4]. Таким образом, на поверхность откачиваются шахтные воды с высоким содержанием тонкодисперсных, трудноосаждающихся взвешенных веществ.

Очистка от взвешенных веществ, выданных на поверхность шахтных вод, в настоящее время осуществляется на угледобывающих предприятиях отрасли различными способами. В табл. 1, в качестве примера, приведены выборочные сведения о составе и характеристике гидротехнических сооружений по некоторым шахтам. Всего проанализировано 87 шахт. Установлено, что на 81-й шахте очистка выполняется на собственных очистных гидротехнических сооружениях методами седиментации (осаждение частиц с плотностью превышающей плотность воды).

Таблица 1 — Состав и характеристика гидротехнических сооружений для очистки шахтных вод

Название предприятия	Горизонтальные отстойники				Пруды-отстойники, -осветлители, -накопители*, иловые площадки**			
	Год ввода в эксплуатацию	Площадь, м ²	Объем, м ³	Эффект. очистки, %	Год ввода в эксплуатацию	Площадь, м ²	Объем, м ³	Эффект. очистки, %
ОП ш. им. Абакумова	1959	196	549	54	1959	63000	58500	20
	1959	196	549	54	1959	48000	50300	20
	1959	196	549	54				
ОП ш. Добропольская	1970	700	1200	60	1970	40000	200000	
ОП ш. им. Калинина	2004	332,8	1260	57,2	1978	30000	112000	
ОП ш. им. Ленина	1989	297	735		1971	39000	7900	53
ОП ш. Дзержинского	1978	187,5	562,5	85	2002	36	144	65
ОП ш. им. Бажанова	1957	342	1100	16	1968	17880	54000	44
ОП ш. Белозерская	1955	900	1620		1959	36000	80000	
ОП ш. Холодная Балка	1957	1080	3816	10	2003	272727	300000	
	2003	2160	5184	10	1957**	4000**	1011**	
ОП ш. Россия					1995	80000	375000	60
ОП ш. Украина					1973	18000	8000	60
ОП ш. Северная	1992	3032	6075					
ОП ш. им. Вахрушева	1954	360	720		1979	39622	73700	
					1979	15208	60800	
ОП ш. им Свердлова	1981	136	200	40	1981	30000	25000	50
					1980	20200	70000	35
ОП ш. Вергелевская					1980*	28000*	70000*	30*
	1980	1800	3000		1980	80000	204000	
ОП ш. Комсомольская					1980	80000	204000	
	1971	96	648/2	65	1971	5000	70000	65
ОП ш. Никанор-Новая					1980	119800	100000	47
					1980	119800	140000	47
ПАО «ДТЕК шахта «Комсомолец Донбасса»					1980**	5300**	63000**	

В качестве гидротехнических сооружений при реализации метода седиментации на шахтах применяются железобетонные (1-4 секционные) и земляные горизонтальные отстойники, пруды-отстойники, пруды-осветлители, пруды-накопители, иловые площадки. При этом 16,1% шахт очистку производят только в горизонтальных отстойниках, 34,5% — только в прудах-отстойниках и прудах-осветлителях, 35,6% — в горизонтальных отстойниках и в прудах-отстойниках.

Анализ показал, что содержание взвешенных веществ в шахтной воде, прошедшей очистку только в горизонтальных отстойниках (14 шахт), колеблется в широких пределах от 12 до 143,5 мг/л, и в среднем составляет 35,5 мг/л. На 6-ти из этих шахт (42,9%) концентрация взвешенных веществ после отстойников не удовлетворяет современным требованиям (20 мг/л) для сброса в поверхностные водные объекты.

На 12-ти шахтах (40%) из 30 осуществляющих очистку только в прудах-отстойниках, и на 6-ти шахтах (19,4%) из 31, осуществляющих очистку в горизонтальных отстойниках и прудах-отстойниках, концентрация взвешенных веществ после очистки также превышает установленную норму. Эффективность очистки шахтных вод в горизонтальных отстойниках колеблется в широких пределах от 10 до 85% и в среднем составляет около 50%. Низкая эффективность очистки в отстойниках приводит к быстрому заиливанию последовательно расположенных прудов-отстойников.

Основными причинами низкой эффективности очистки шахтных вод в горизонтальных отстойниках являются:

- несоответствие фактического времени отстаивания требованиям нормативных документов, согласно которых оно должно составлять от 4 до 24 часов;
- неравномерность работы шахтных водоотливов.

Согласно п. 7.1.4 «Правил безопасности...» время откачивания максимального суточного притока воды на поверхность не должно превышать 20 часов. На практике это время, как правило, еще сокращается в силу различных технических причин. В результате увеличивается нагрузка на поверхностные горизонтальные отстойники.

Кроме того отстойники эксплуатируются длительное время (см. табл. 1) (61% отстойников эксплуатируется уже 40-60 лет, 25% — 20-40 лет) без реконструкции и изменения объема, за это время площади отработанных полей увеличиваются, что приводит к увеличению водопритока и сокращению времени отстаивания шахтной воды.

Проведем анализ времени отстаивания шахтной воды в поверхностных горизонтальных отстойниках для различных условий их эксплуатации (табл. 2):

- условие 1 — равномерное откачивание существующего в настоящее время водопритока в шахту в течение 24 часов, проектный объем отстойника не заилен;
- условие 2 (приближено к фактическому положению) — откачивание существующего водопритока за 18 часов, проектный объем отстойника заилен на 10%.

Результаты, приведенные в табл. 2 показывают, что при условии 1 время отстаивания воды у более половины (54,5%) отстойников меньше 4 часов, которое не обеспечивает необходимую степень очистки от взвешенных веществ (20 мг/л). При условии 2, приближенного к фактическим условиям эксплуатации, время отстаивания меньше 4-х часов уже у 63,6% отстойников и в пределах от 4 до 8 часов — 15,9%.

Результаты исследований кинетики осаждения взвешенных веществ шахтных вод без обработки реагентами [5] показывают, что при исходной концентрации взвешенных веществ 50-177 мг/л после 4-х часов отстаивания их концентрация

в осветленной воде составляла 47-105 мг/л, после 8 часов — 25-65 мг/л и только после 2-8 суток достигает установленной нормы.

Таблица 2 — Анализ времени отстаивания шахтной воды в поверхностных горизонтальных отстойниках для различных условий их эксплуатации

Время отстаивания, час	Количество отстойников при условии 1, ед. / %	Количество отстойников при условии 2, ед. / %
Менее 4	24/54,4	28/63,7
От 4 до 8	7/16	7/15,9
От 8 до 12	5/11,4	3/6,8
От 12 до 24	2/4,5	3/6,8
Более 24	6/13,6	3/6,8

Для предотвращения выноса взвешенных веществ с очищаемой водой требуется непрерывное или периодическое своевременное удаление накапливающегося осадка. В настоящее время в конструкциях действующих отстойников, как правило, отсутствуют средства для контроля степени заилинности и механизации удаления осадков. Очистка отстойников осуществляется с применением ручного малопродуктивного труда.

Для обеспечения возрастающих требований к сточным водам, сбрасываемым в гидрографическую сеть, начиная с 60-х годов прошлого столетия, на шахтах началось строительство прудов-отстойников, прудов-осветлителей в балках и в складах местности. Большие площади и объемы прудов-отстойников (см. табл. 1), обеспечивают достаточную эффективность очистки от взвешенных веществ, при условии отсутствия заиливания. Концентрация взвешенных веществ в выходящей из них воде составляет 10-20 мг/л. Кроме того благодаря произрастанию в прудах-отстойниках воздушно-водных растений-макрофитов она очищается от минеральных солей и бактериальных загрязнений и нефтепродуктов.

Однако пруды-отстойники имеют и ряд существенных недостатков. Они требуют отвода больших площадей земельных участков (см. табл. 1), получить которую в настоящее время весьма проблематично. В паводковые периоды в них не только не осветляется шахтная вода, но зачастую, ввиду выноса неуплотненного осадка, они сами становятся источниками загрязнения гидрографической сети.

Чистка прудов-отстойников от осадка обычно не производится в связи с большим объемом, высокой влажностью осадка, необходимостью иметь дополнительно специальные сооружения большой емкости (илонакопители) при гидравлическом способе удаления осадка или дополнительные площади земли для размещения осадка при механическом способе удаления после подсушивания.

При заполнении пруда-отстойника осадком до расчетного уровня производится наращивание его бортов или дамб с целью создания дополнительного объема или строительство нового пруда-отстойника.

Для более глубокой очистки шахтных вод от взвешенных веществ, обеспечивающей использование их на собственные нужды и достижения нормативов для сброса в поверхностные водные объекты на 6-ти шахтах построены станции физико-химической очистки. На 3-х из них (ОП «Ш/у Луганское», ОП «Шахта им. Артема», ОП «Шахта Черкасская») очистке подвергается весь объем шахтной воды выданной на поверхность, на 2-х шахтах (ОП «Шахта им. М.И. Калинина» и «Заря») глубокой очистке подвергаются только определенная, необходимая для собственных нужд, часть шахтной воды.

Очистка шахтной воды на станциях выполняется в 2 стадии. На первой стадии осуществляется осаждение взвешенных веществ в отстойниках: горизонтальных, вертикальных или наклонных тонкослойных конструкций Донуги. На второй стадии производится фильтрация с применением вертикальных однокамерных фильтров типа ФОВ-2, скорых напорных и безнапорных фильтров. В качестве фильтрующей загрузки используется крупнозернистый гравий и кварцевый песок.

Для интенсификации процессов очистки шахтных вод на данных станциях в качестве коагулянта применяется сернокислый алюминий ($Al_2(SO_4)_3$). Для ориентировочных расчетов дозу коагулянта принимают согласно СНиП 11-31-74. В зависимости от исходного содержания взвешенных веществ, доза коагулянта в пересчете на безводный ($Al_2(SO_4)_3$) принимается от 25 до 125 мг/л.

В качестве флокулянта применяется полиакриламид (ПАА), широко распространенный в практике очистки шахтных вод. Флокулирующее действие его обусловливается тем, что каждая макромолекула может одновременно быть связана со многими дисперсными частицами, что приводит к образованию крупных кинетически неустойчивых флоккул и их быстрому осаждению. Дозы ПАА зависят, как от свойств взвешенных веществ, так и от вида технологии очистки. При отстаивании шахтной воды в свободном объеме они составляют 0,8-1,5 мг/л, перед фильтрованием и осветлением в слое взвешенного осадка 0,1-0,15 мг/л [2].

При работе фильтровальных станций образуется значительное (от 10 до 15% объема шахтной воды, поступающей на очистку) количество осадка с содержанием взвешенных веществ не превышающим 5 г/дм³. Анализ опыта работы фильтровальных станций, свидетельствует, что обработка образовавшегося осадка в настоящее время производится гравитационным методом на иловых площадках или илонакопителях, где совмещаются процессы его обезвоживания и складирования.

Для строительства иловых площадок требуются значительные площади земельных участков. Отвод земли под иловые площадки для предприятий, расположенных в густонаселенных районах, с интенсивным ведением сельского хозяйства, требует значительных затрат и в ряде случаев крайне затруднен. Кроме того, иловые площадки, также как и пруды-отстойники, являются потенциальными источниками загрязнения окружающей среды.

В связи с недостаточным финансированием угольной отрасли, тем более природоохранных мероприятий, надеяться на строительство и коренную реконструкцию гидротехнических сооружений в ближайшее время не приходится. Поэтому необходимо горнотехническими методами предотвращать загрязнение шахтной воды, разделить потоки условно чистых и загрязненных вод. Максимально использовать шахтные воды для собственных нужд угольных предприятий, снизив тем самым нагрузку на окружающую среду. Проектным институтом «Донгипрошахт» разработаны проекты использования шахтной воды, которые успешно реализуются уже продолжительное время, на шахте «Щегловская-Глубокая» ПАО «ДОНБАСС» и ГП «УК «Краснолиманская». Основное направление использования очищенных и обеззараженных шахтных вод — технические нужды предприятия (орошение горных выработок, приготовление эмульсии, нужды котельной и др.), мытье шахтеров в бане и хозяйственно-бытовое водоснабжение, взамен питьевой воды.

Выводы. Таким образом, анализ показал, что большинство существующих гидротехнических сооружений для очистки шахтных вод устарели, заилены, эффективность очистки в них низкая. Концентрация взвешенных веществ после очистки, в большинстве случаев, превышает установленную норму. Отвод земли под новые сооружения крайне затруднен. Поэтому необходимо горнотехническими методами предотвращать загрязнение шахтной воды, максимально использовать шахт-

ные воды для собственных нужд угольных предприятий. Дальнейшие исследования будут направлены на разработку способов улучшения состояния гидротехнических сооружений шахт и повышение эффективности очистки шахтных вод.

Список использованной литературы

1. Матлак Е.С., Малеев В.Б. Снижение загрязненности шахтных вод в подземных условиях. — К.: Техника, 1991. — 136 с.
2. Физико-химические основы технологии осветления и обеззараживания шахтных вод: Монография / Гребенкин С.С., Костенко В.К., Матлак Е.С. и др.; под общ. ред. Костенко В.К. — Донецк: "ВИК", 2009. — 438 с.
3. Матлак Е.С., Рудакова И.Ю., Казимиренко Н.В. Исследования загрязненности шахтных вод // Уголь Украины. — 1983, №2. — С. 31-32.
4. Бондаренко Н.К., Сафонов В.А., Лесогоров А.В. О свойствах взвешенных веществ шахтных вод. Общегосударственный научно-технический журнал «Проблемы экологии» — Донецк: ДонНТУ, № 1 — 2008. С. 13-18.
5. Васелова В.Н., Хариановский А.А., Золотухин И.А. Технологические свойства и способы очистки шахтных вод ургальского месторождения. Сборник научных трудов. Совершенствование природоохранных мероприятий в угольной промышленности. Пермь, ВНИИОСуголь, 1988. — С. 21-26.

Надійшла до редакції 01.04.2013

С.Є. Гулько, І.І. Гомаль

АНАЛІЗ СКЛАДУ І СТАНУ ГІДРОТЕХНІЧНИХ СПОРУД ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

Зроблений аналіз складу і стану гідротехнічних споруд вугільних шахт залежно від терміну введення їх в експлуатацію, ефективності очищення. Розглянутий процес очищення шахтних вод методами седиментації. Проведений аналіз часу відстоювання шахтної води в поверхневих горизонтальних відстійниках для різних умов їх експлуатації. Обґрунтована необхідність максимального використання шахтних вод для власних потреб вугільних підприємств.

Ключові слова: властивості шахтних вод, гідротехнічні споруди, ефективність очищення, тверді зважені речовини, метод седиментації.

S.E. Gulko, I.I. Gomal

ANALYSIS OF COMPOSITION AND STATE OF HYDROTECHNICAL BUILDINGS OF COAL MINES

The analysis of composition and state of hydrotechnical buildings of coal mines is done depending on the term of input them in exploitation, to cleaning efficiency. The process of cleaning of mine waters is considered by the methods of sedimentation. The analysis of time of defending of mine water is conducted in superficial horizontal отстаивниках for different their external environments. The necessity of the maximal use of mine waters is grounded for the own needs of coal enterprises.

Keywords: properties of mine waters, hydrotechnical buildings, cleaning efficiency, hard self-weighted matters, method of sedimentation.

УДК 624.1

П.А. ДЕМЕНКОВ (канд. техн.наук, доц.)

М.А. КАРАСЕВ (канд. техн.наук, доц.)

Горный университет

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ РАЗНЫХ СХЕМ СТРОИТЕЛЬСТВА МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОГО ПОДЗЕМНОГО КОМПЛЕКСА С ПЕРЕСАДОЧНЫМ УЗЛОМ МЕТРОПОЛИТЕНА

Предложен вариант объемно планировочного решения многофункционального подземного комплекса, совмещенного с пересадочным узлом двух станций метрополитена и выполнено геомеханическое обоснование его строительства. Расчеты проводились методом конечных элементов с учетом этапности строительства для четырех различных технологических схем.

Ключевые слова: многофункциональный подземный комплекс, станции метрополитена, пересадочные узлы метрополитена, напряженно-деформированное состояние, метод конечных элементов.

Пересадочные узлы на линиях, сооружаемых закрытым способом, в отечественной и зарубежной практике, как правило, состоят из отдельных станций, соединенных переходами с лестницами и эскалаторами. Такая схема пересадочного узла достаточно сложна для ориентирования пассажиров, требует больших затрат времени на пересадку, неудобна.

Кроме того, наличие большого количества подземных объектов разных размеров и с разным пространственным расположением приводит к формированию сложного взаимовлияющего поля напряжений. При этом подземное пространство города используется не рационально (минимальная полезная площадь, при большой площади территории застройки) и локально ограничивается дальнейшее эффективное его освоение. Это особенно актуально для мегаполисов и может привести к невозможности строить в нужных местах подземные развязки, паркинги и другие объекты городской инфраструктуры из-за отсутствия свободного подземного пространства.

Строительство многофункциональных подземных комплексов совмещенных с пересадочным узлом станций метрополитена позволяет получить большое количество парковочных мест и удобную пересадку на несколько линий метрополитена (рис. 1). Это актуально как для центральной части городов в условиях дефицита свободных площадок для застройки, так и для периферии, при создании перехватывающих парковок.

Комплекс представляет собой подземное сооружение в виде вытянутого эллипса. Внешними ограждающими стенами являются железобетонные конструкции, созданные по технологии «стена в грунте». Внутреннее пространство подземного комплекса можно разделить, при необходимости, на три камеры двумя поперечными перегородками для создания дополнительной поперечной жесткости. Нижняя часть комплекса используется для организации пересадочного узла метрополитена и расположения инженерно-технического оборудования.

Длина комплекса назначается таким образом, чтобы на пересадочной станции мог целиком разместиться состав поезда метрополитена. На станции необходимо обеспечить оптимальные параметры пассажиропотоков, разместить лифтовые шахты и эскалаторы. Кроме того, отношение ширины к длине станции должно обеспечивать исключение или снижение до приемлемой величины растягивающих напряжений в обделке.

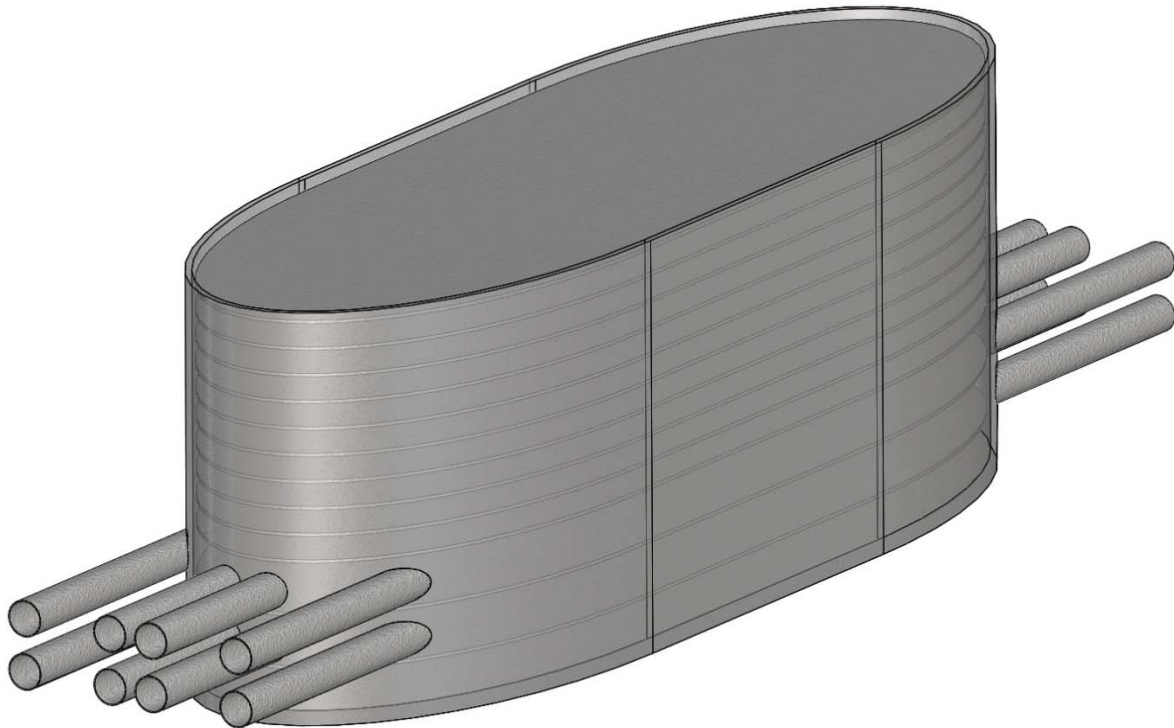


Рис. 1. Объемно-планировочное решение подземного многофункционального комплекса с пересадочным узлом метрополитена глубокого заложения на четыре линии

Эллипсоидная форма поперечного сечения многофункционального подземного комплекса, позволяет избежать формирования значительных растягивающих напряжений в стенах.

Верхняя часть многофункционального подземного комплекса, расположенная над пересадочным узлом метрополитена, может быть использована для размещения: торговой, рекреационной и культурно-развлекательной зон, паркинга для автомашин и других социально значимых объектов. В пространстве под пересадочным узлом располагаются инженерно-технические и вспомогательные помещения.

Предложенное объемно-планировочное решение позволяет значительно упростить несущие и ограждающие конструкции и более полно использовать подземное пространство города.

Строительство несущих стен выполняется по технологии «стена в грунте», с возведением перекрытий либо по мере разработки грунта в котловане по технологии «top-down», либо после разработки грунта до проектной отметки. Вариант строительства способом опускного колодца рассмотрен в работах [1, 2]. Для моделирования толщина ограждающих стен и перегородок предварительно принята равной 1,5 м.

Для обоснования объемно-планировочных и конструктивных решений был выполнен предварительный расчет методом конечных элементов с учетом этапности строительства.

Рассматривалось четыре схемы строительства подземного комплекса:

Схема 1 – возводится внешняя обделка, без перекрытий и перегородок;

Схема 2 – возводится внешняя обделка и перегородки, без перекрытий с параллельной разработкой грунта во всех секциях;

Схема 3 – возводиться внешняя обделка и перегородки, без перекрытий с последовательной разработкой грунта во всех секциях;

Схема 4 – возводиться внешняя обделка с перемычками и междуэтажными перекрытиями, при параллельной разработке грунта.

Результаты математического моделирования представлены в виде эпюр сжимающих и растягивающих напряжений, а также в виде зависимостей развития напряжений в элементах несущих конструкций подземного комплекса в характерных точках (рис. 2).

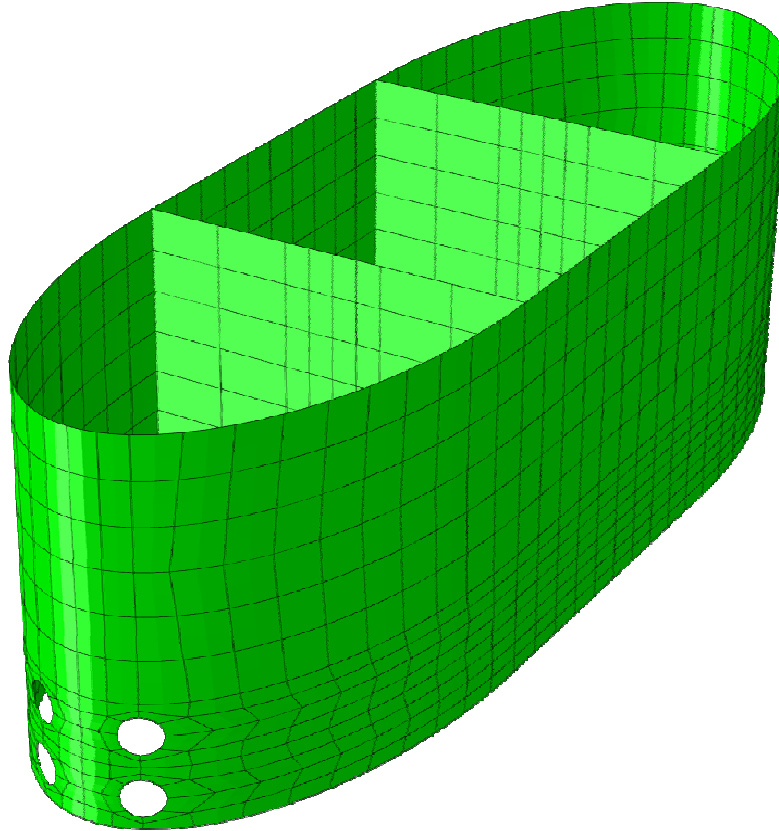


Рис. 2. Расположение замерных точек на поверхности внешней ограждающей конструкции:
I - VI – номера замерных точек

Численное моделирование подземного комплекса по 1 схеме строительства показало, что сжимающие напряжения не превышают 14 МПа, а растягивающие достигают 8,7 МПа. Создание поперечных стен (2 схема) привело к перераспределению напряжений. Растягивающие напряжения в середине длинной стены снизились, однако появились концентрации напряжений в местах примыкания поперечных стен.

Конечно-элементное моделирование процесса строительства многофункционального комплекса по 3 схеме выполнялось в следующей последовательности:

1. Задание начального напряженного состояния грунтового массива (этап 1).
2. Разработка грунта в глубокой траншее под защитой бентонитового раствора до заданной проектной отметки и устройство железобетонных внутренних и внешних стен (этап 2).
3. Разработка грунта в секциях подземного комплекса заходками до заданной проектной глубины (этап 3-6).

4. Разработка проемов на участке входа перегонных тоннелей метрополитена в тело подземного многофункционального комплекса (этап 7).

5. Разработка грунта по сечению и трассе предполагаемых перегонных тоннелей с их последующим креплением (этап 8).

При последовательной разработке породы в каждой камере (схема 3) сжимающие напряжения в точках I и II возрастают на 10 %, а растягивающие - на 20 % по сравнению с параллельной разработкой.

В поперечных стенах (точка III), при последовательной схеме разработки грунта, по сравнению со схемой 2, сжимающие напряжения возрастают в 3 раза, достигая 7 МПа на конечный этап строительства. При этом необходимо отметить появление значительных растягивающих усилий в момент разработки грунта, достигающих 7,2 МПа.

Процесс развития сжимающих напряжений на внутреннем и внешнем контурах в точке I показан на рис. 3. Максимальная их величина наблюдается на внутреннем контуре, достигая 14,5 МПа на предпоследнем этапе строительства. Сооружение перегонных тоннелей метрополитена (этап 8) приводит к перераспределению сжимающих напряжений в сечении обделки. На внешнем контуре они вырастают в два раза, а на внутреннем снижаются на 10 % до 13 МПа.

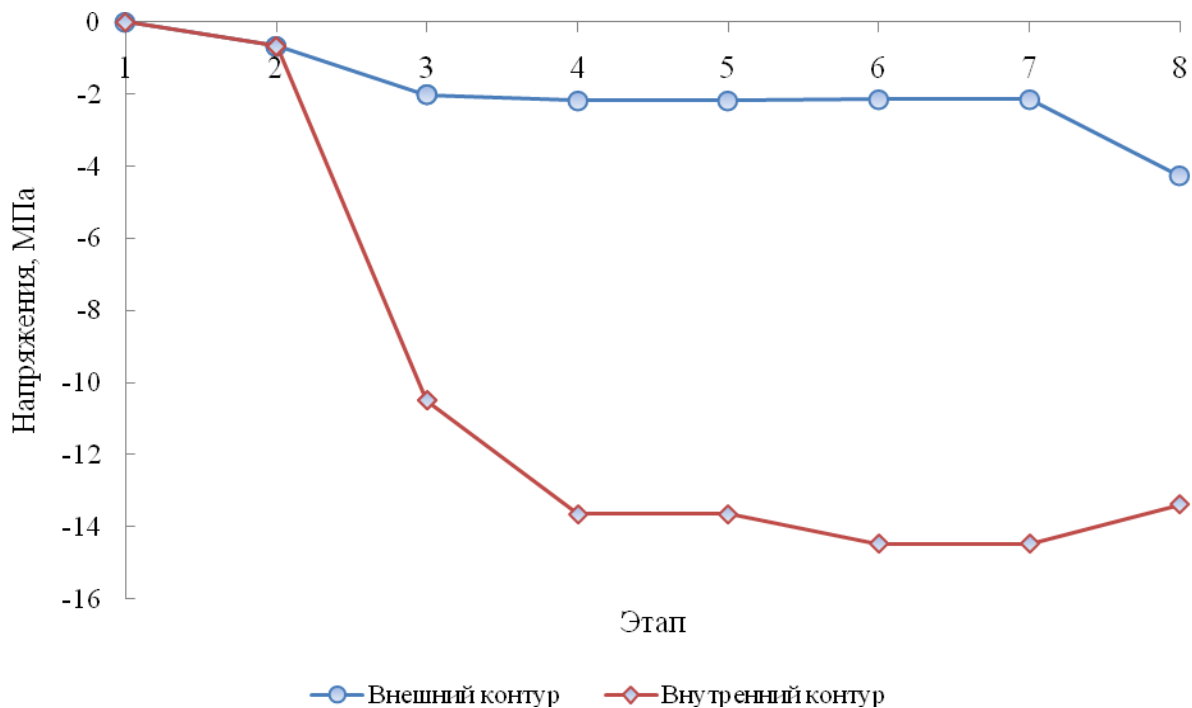


Рис.3. Формирование сжимающих напряжений в несущей оболочке подземного комплекса (точка I)

В точке III растягивающие напряжения достигают своего максимума на 3 этапе строительства (разработка грунта в секциях) (7,2 МПа) и снижаются до 1 МПа при дальнейшем ведении работ.

В точке IV на этапе 4 на внешнем контуре возникают только сжимающие напряжения (12 МПа), а на внутреннем - растягивающие 4,6 МПа.

В точке V сжимающие напряжения резко возрастают при разработке грунта (этап 4) и достигают величины на внешнем контуре 10 МПа, а на внутреннем 4,5 МПа.

Растягивающие напряжения в точке V возникают также на этапе 4 и только на внешнем контуре, достигая величины 5 МПа.

В точке VI сжимающие напряжения возникают на 4 этапе на внутреннем контуре, достигая величины в 11 МПа. На внешнем контуре они равны нулю и появляются только на этапе 6 (10 МПа), при этом на внутреннем контуре наблюдается их снижение на 27 %.

Рассмотрим развитие напряжений во времени в несущих элементах ограждающей конструкции и поперечных перемышках при сооружении по 4 схеме с параллельной разработкой породы в каждой секции подземного комплекса и с возведением междуэтажных перекрытий.

В замерной точке I сжимающие напряжения на внешнем и внутреннем контуре несущей оболочки возрастают по мере ведения горно-строительных работ и достигают к окончанию строительства 3,6 и 5,5 МПа соответственно. На этапе 9 (сооружение нижней, станционной части комплекса) сжимающие напряжения на внешнем контуре переходят в растягивающие, достигая величины 2,8 МПа, а на следующем этапе (сооружение дна) происходит обратный процесс. Максимальные растягивающие напряжения в замерной точке I достигают максимума равного 1,2 МПа на внутреннем контуре несущей оболочки (8 этап строительства – отметка -38.500). К окончанию строительных работ, после создания проемов в стене под перегонные тоннели, растягивающие напряжения падают до нулевого уровня.

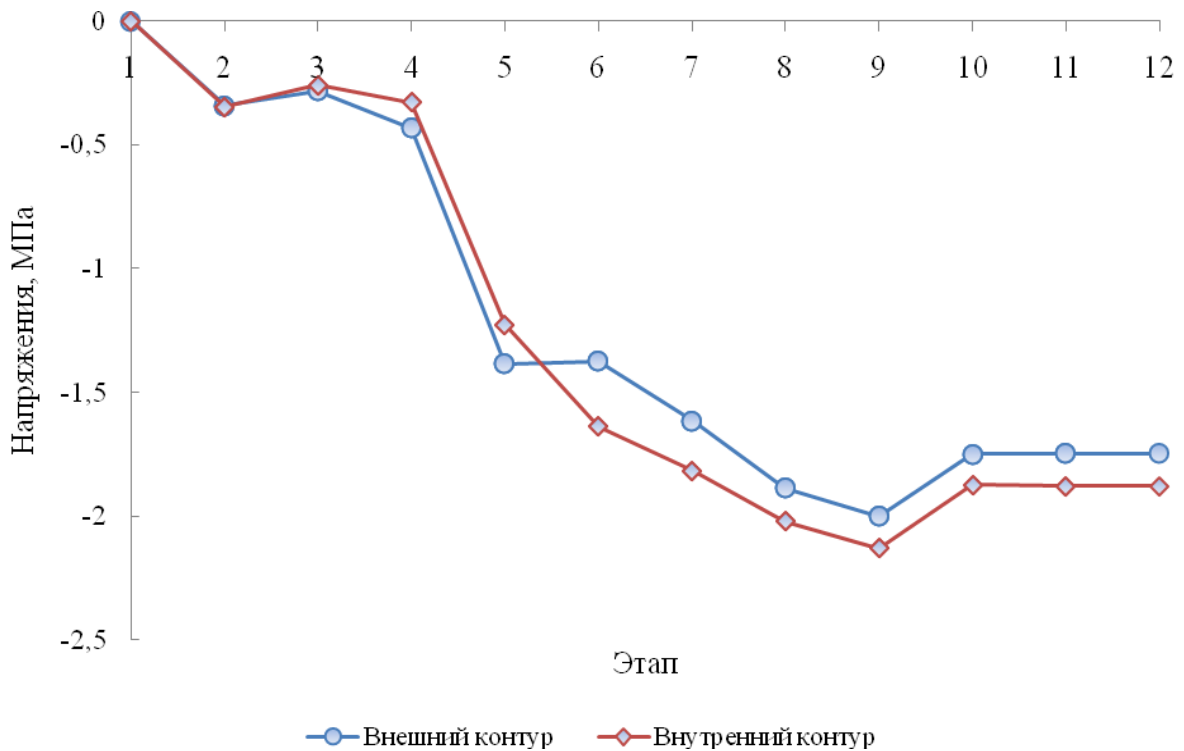


Рис.4. Формирование сжимающих напряжений в несущей оболочке подземного комплекса (точка III)

В точке II рост сжимающих напряжений наблюдается вплоть до 5 этапа строительства (отметка -19.500). Дальнейшее ведение горно-строительных работ практически не сказывается на напряженном состоянии в окрестности рассматриваемой замерной точки. Максимальные сжимающие напряжения на внутреннем контуре несущей обделки достигают значения 1,3 МПа, на внешнем контуре несущей оболочки сжимающие напряжения достигают 0,3 МПа. Растягивающие напряжения достигают максимального значения на 3 этапе строительства (отметка -6.500), образуя своеобразный пик на кривой развития напряжений по мере ведения горно-строительных работ, при этом, достигая 0,6 МПа. В дальнейшем они падают

практически до нулевого значения и остаются на таком уровне вплоть до окончания горно-строительных работ.

В замерной точке III преобладают сжимающие напряжения (рис. 4). До 4 этапа (отметка -13.000), напряжения формируются только за счет гравитационных сил и составляют 0,4 МПа на внешнем и внутреннем контуре поперечной перемычки. В дальнейшем наблюдается рост напряжений вплоть до 2,2 МПа (9 этап – отметка -47.500) и последующим незначительным падением до 1,8 МПа. Раскрытие проемов под перегонные тоннели не оказало влияния на напряженное состояние перемычки в окрестности точки III (этапы 10-12). Можно отметить, что на внутреннем и внешнем контурах поперечной перемычки сжимающие напряжения приблизительно равны. Схожая картина наблюдается и при рассмотрении растягивающих напряжений, на внешнем и внутреннем контурах они практически равны. Растягивающие напряжения здесь равны нулю за исключением промежутка времени со 2 по 5 этапы, где они достигают 0,5 МПа.

В замерной точке IV наблюдается практически линейный рост сжимающих напряжений по мере ведения горных работ. Своего максимального значения в 5,5 МПа, они достигают к 10 этапу строительства (отметка -56.500). Раскрытие проемов в несущей оболочке под перегонные тоннели метрополитена (этапы 10-12) не оказывает влияния на напряженное состояние в точке IV. Сжимающие напряжения на внешнем и внутреннем контурах несущей оболочки практически равны. Растягивающие напряжения на внешнем контуре несущей оболочки достигают значения 1,4 МПа к пятому этапу строительства, в то время как на внутреннем контуре строительства, максимальное значения напряжений равное 1,3 МПа достигается к 8 этапу (рис. 5). В дальнейшем напряжения падают до нулевого значения.

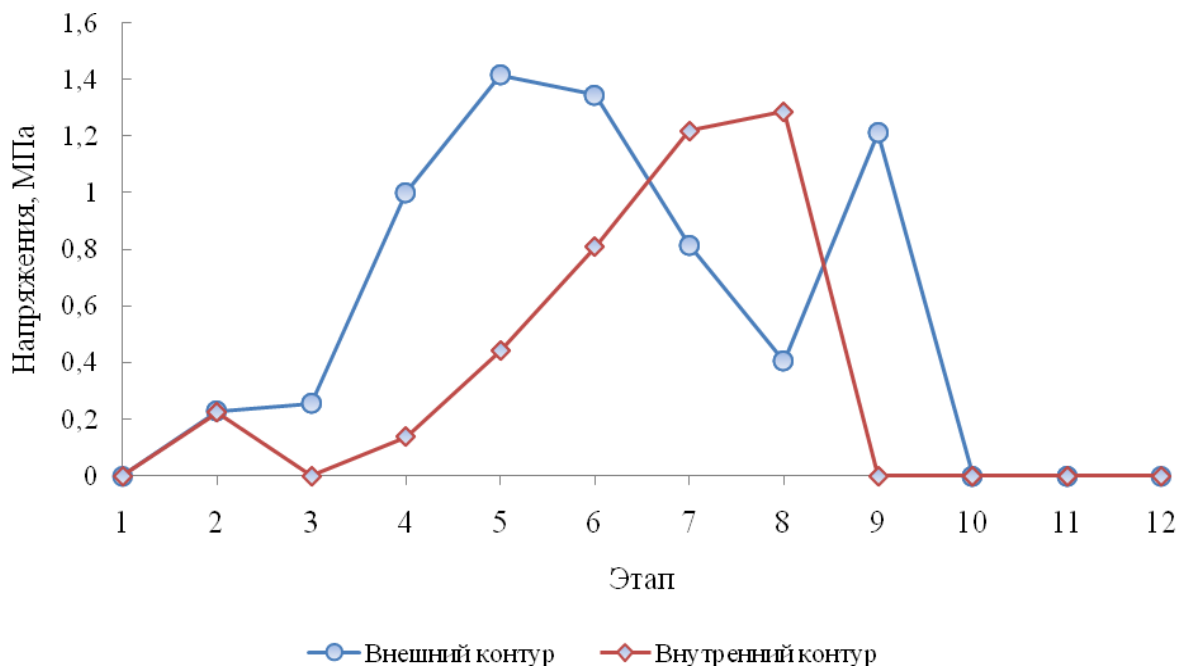


Рис.5. Формирование растягивающих напряжений в несущей оболочке подземного комплекса (точка IV)

Сжимающие напряжения, действующие в окрестности замерной точки V, достигают максимального значения к 5 этапу строительства и составляют 1,2 МПа. Сжимающие напряжения на внешнем контуре близки к нулевому значению. Растягивающие напряжения на внешнем контуре обделки достигают значения 1,3 МПа (3 этап строительства). На внутреннем контуре значение растягивающих напряже-

ний достигает 0,4 МПа. К 7 этапу строительства растягивающие напряжения на внутреннем и внешнем контуре обделки падают до нулевых значений.

В заключение можно отметить, что в целом, напряжения в несущей оболочке и поперечных перемычках значительно ниже предельно допустимых. Это позволяет говорить о наличии большого запаса прочности, который необходимо иметь для ответственных подземных объектов рассчитанных на длительный период эксплуатации.

Как показали результаты численного моделирования, сооружение проемов в несущей стене, практически не оказывает влияния на формирование ее напряженного состояния, за исключением зон концентрации напряжений, распространяющихся от контура проемов на 2-3 их диаметра.

В целом можно отметить, что предложенные объемно-планировочные и конструктивные решения подземного комплекса могут быть вполне работоспособными, а его строительство может вестись по нескольким технологическим схемам. Наиболее рациональным, с точки зрения геомеханики, является вариант возведения междуэтажных перекрытий параллельно с возведением обделки. Но в тоже время, данная технологическая схема является наиболее трудоемкой и сложной с точки зрения организации работ. В плотных грунтах можно использовать схему строительства подземного комплекса без поперечных перемычек и междуэтажных перекрытий на этапе строительства и с их возведением после завершения строительства обделки.

Работа выполнялась при поддержке министерства образования и науки РФ.

Список использованной литературы

1. Деменков П.А. Анализ напряженно-деформированного состояния обделки опускного колодца многофункционального подземного комплекса. Труды 9-й международной научно-практической конференции. «Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения» / П.А. Деменков, М.А. Карасев. – Воркута. – С. 68-73.

2. Demenkov Peter A. Оценка напряженно-деформированного состояния многофункционального подземного комплекса, совмещенного со станцией метрополитена. *Gornictwo i geologia. Kwartalnik. Tom 6, Zeczyt 1* / Peter A. Demenkov, Maxim A. Karasev, Marek Jendrys. – Gliwice, 2011. – С. 39-46.

P. Demenkov, M. Karasev
Mining University

GEOMECHANICAL SUBSTANTIATION OF UNDERGROUND MULTIFUNCTIONAL COMPLEX CONSTRUCTION COMBINED WITH SUBWAY TRANSFER NODE

Proposed structural-spacial concept of a multifunctional underground complex, combined with a transfer node of two metro stations and performed geomechanical substantiation of its construction. Structural analysis is performed with an assist of finite element method. Step by step excavation and four different methods of construction are taken into account.

Keywords: multifunctional underground complex, subway station, transfer node, stress and strain state, finite element method.

УДК 622.831.312

П.А. ДЕМЕНКОВ (канд. техн. наук, доц.)
Горный университет

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ ПРОГНОЗ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ОБДЕЛОК ВЗАИМОВЛИЯЮЩИХ ПЕРЕГОННЫХ ТОННЕЛЕЙ

В работе показаны результаты численного моделирования напряженно-деформированного состояния обделок перегонных тоннелей метрополитена в зоне их взаимного влияния, выполненного методом конечных элементов (МКЭ). Тоннели не параллельны друг другу, имеют разную глубину заложения и проходились в разное время.

Для моделирования было выбрано два опытных участка, соответствующих участкам, на которых производились натурные наблюдения.

Использование метода конечных элементов, позволило решить задачу в объемной постановке и учесть сложную конфигурацию тубингов, слоистость массива и очередность строительства тоннелей.

Ключевые слова: перегонные тоннели, геомеханический прогноз, обделка, метод конечных элементов, метрополитен.

В работе моделировались три тоннеля глубокого заложения (станция «Спортивная»), расположенные на разных глубинах и имеющие разные направления в пространстве и время проведения.

Для моделирования тоннелей использовались объемные четырех-узловые элементы Tetra4. Количество элементов в первой модели колебалось от 162533 до 184891 в зависимости от количества пройденных тоннелей. Количество элементов во второй модели достигало 235688. Диаметр тоннеля 5,5 м. Ширина массива 61,1 м. Толщина массива равна 11,43 м (15 тубингов).

Для моделирования было выбрано два опытных участка, соответствующих участкам, на которых производились натурные наблюдения.

Расчетная схема задачи представлена на рис. 1. Рассматриваемый бесконечный объем грунтового массива заменен конечным числом объемных четырех-узловых элементов. Для узлов, расположенных по правой и левой границам массива заданы запреты перемещения массива вдоль оси $U_x=0$; по нижней границе $U_x=U_y=U_z=0$; для граничных узлов, расположенных по плоскости «Y-X» $U_z=0$. Нагрузка на обделку тоннелей создавалась собственным весом вышележащих пород.

С целью повышения точности расчета сетка конечных элементов разбита неравномерно: она сгущается в пределах станции и прилегающего к ней грунтового массива (рис. 1, а). На периферии сетка представлена более крупными элементами.

Опытный участок №1.

Глубина заложения тоннеля I-II-III на первом опытном участке, от шельги свода до поверхности земли, составляет 51 метр. Тоннели не параллельны друг другу (рис. 1, б).

Тоннель I-K-I был пройден спустя 5 лет после проходки тоннеля I-II-III. Поэтому на первом этапе была создана модель с двумя тоннелями II-II-III и I-II-III.

Результаты расчетов приведены в таблице 1.

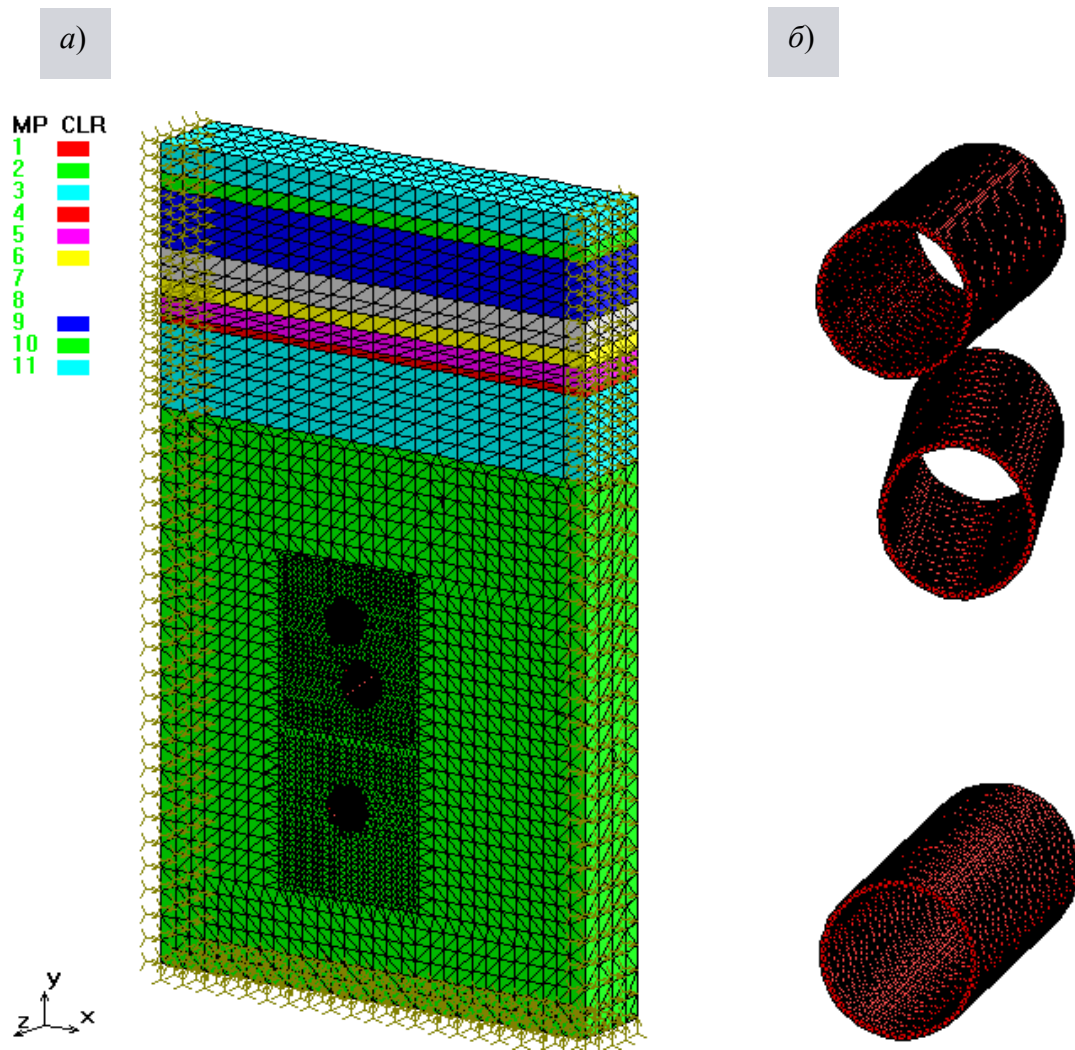


Рис. 1. Конечно-элементная модель: а – расчетная схема слоистого массива и тоннелей; б – пространственное расположение тоннелей на первом опытном участке

Таблица 1. Тангенциальные напряжения в боках тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
17,5	11,3	17,8	9,8	13,7

Тангенциальные напряжения в шельге свода тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
8,2	5,1	6,2	5,1	5,7

Тангенциальные напряжения в обратном своде тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
8,8	4,9	6,7	4,9	5,8

На втором этапе (три тоннеля) была осуществлена наработка тоннеля I-II-III тоннелем I-K-I. Результаты расчетов приведены в таблице 2.

Таблица 2. Тангенциальные напряжения в боках тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
16,9	11,5	17,2	9,4	13,3

Тангенциальные напряжения в шельге свода тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
8,3	5,0	6,8	4,9	5,9

Тангенциальные напряжения в обратном своде тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
8,8	4,9	6,7	4,9	5,8

Картины распределения тангенциальных напряжений в массиве и обделке тоннеля показаны на рис. 2 и 3.

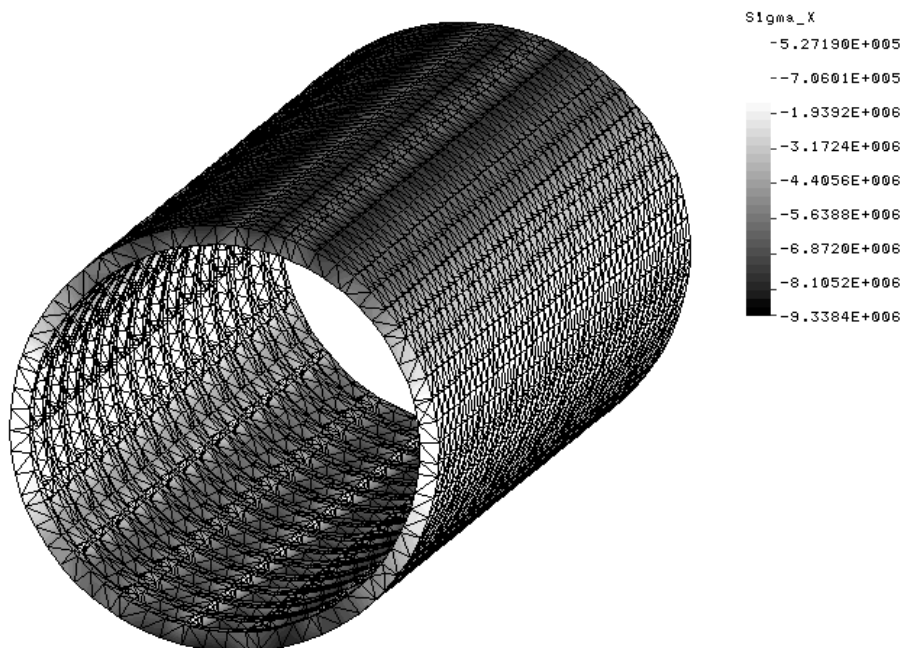


Рис. 2. Картина распределения горизонтальных напряжений σ_x в обделке тоннеля I-II-III, Па

Наибольшие тангенциальные напряжения возникают на внутренних поверхностях спинок и ребер тубингов.

При проходке третьего, верхнего тоннеля I-K-I напряжения в боках тоннеля незначительно снижаются (на 3%), а в верхнем и нижнем сводах, наоборот, увеличиваются – происходит их перераспределение.

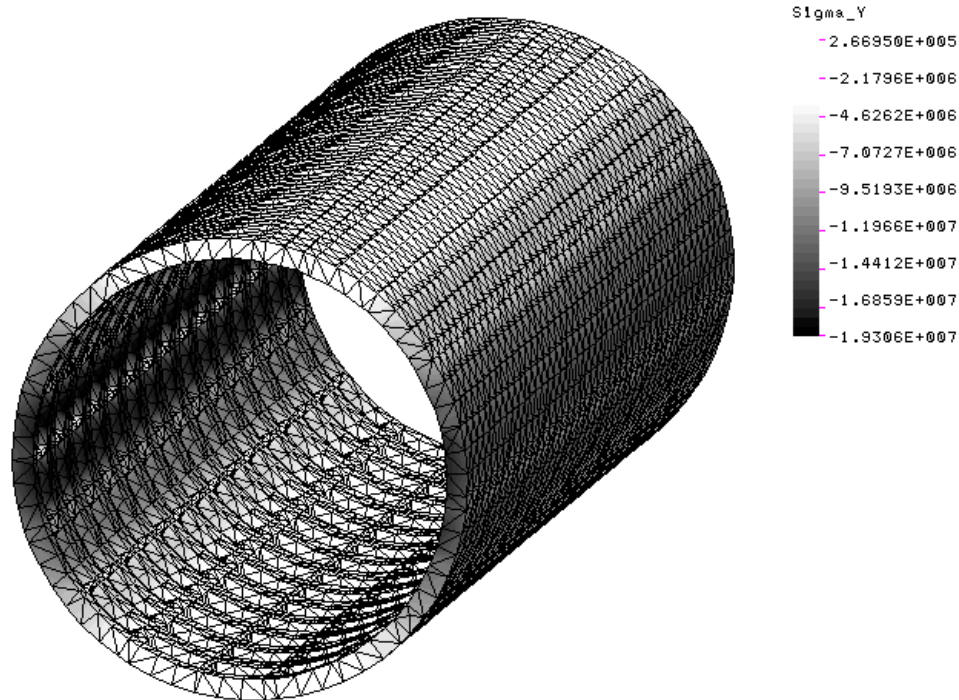


Рис. 3. Картина распределения вертикальных напряжений σ_y в массиве и обделке тоннеля I-II-III, Па

Опытный участок №2.

Глубина заложения тоннеля I-II-III на втором опытном участке, от шельги свода до поверхности земли, составляет 51,4 метр. Тоннели, также, как и на первом опытном участке, не параллельны друг другу. В отличии от опытного участка №1 исследуемый тоннель I-II-III располагается выше остальных тоннелей. Результаты расчетов на момент сооружения всех трех тоннелей приведены в таблице 3.

Таблица 3 Тангенциальные напряжения в боках тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
16,7	15,5	16,5	14,4	16,0

Тангенциальные напряжения в шельге свода тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
8,0	7,7	6,3	7,5	6,9

Тангенциальные напряжения в обратном своде тоннеля, МПа

Спинка		Ребро		
Внутренняя поверхность	Наружная поверхность	Внутреннее	Наружное	Среднее (по датчику)
8,4	8,1	6,5	7,9	7,2

В боках тоннеля наибольшая концентрация тангенциальных напряжений наблюдается на внутренних гранях спинки и ребер тубингов. В обратном своде максимальные напряжения возникают в спинке тубинга на внешней и внутренней ее

гранях, а также на наружной грани ребер тубингов. Подобная картина наблюдается и в шельге свода.

Тангенциальные напряжения в боках тоннеля больше, чем в верхнем и обратном сводах почти в два раза. Это можно объяснить тем, что боковые тубинги в данном случае выступают в роли вертикальных опор и воспринимают основную часть нагрузки.

На внутренних поверхностях продольных полок горизонтального и вертикального диаметра возникают небольшие растягивающие напряжения не превышающие 1 МПа. Однако, в других горно-геологических условиях с увеличением нагрузок, при превышении предела прочности бетона на растяжение, может происходить образование трещин.

По первому опытному участку были проведены расчеты с различными модулями деформации вмещающего массива ($E=200-700$ МПа). График зависимости тангенциальных напряжений в боках тоннеля от модуля деформации вмещающего массива представлен на рис. 4. С увеличением модуля деформации происходит увеличение несущей способности вмещающего массива и вследствие этого снижение напряжений в обделке тоннеля.

Сравнение результатов численного моделирования методом конечных элементов с натурными исследованиями показывает их достаточно хорошую сходимость. Сравнивались тангенциальные напряжения в боках тоннеля: по натурным замерам первого опытного участка – 13 МПа, по расчетам – 13,3 МПа (на 2,3% больше); по натурным замерам второго опытного участка – 15 МПа, по расчетам – 16 МПа (на 6% больше).

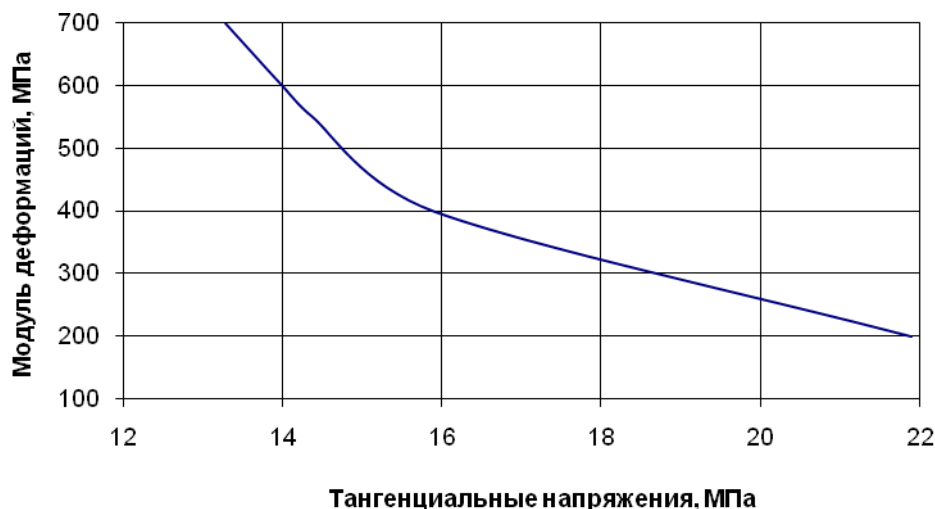


Рис. 4. График зависимости напряжений в боках тоннеля от модуля деформации вмещающего массива

Наибольшая концентрация тангенциальных напряжений наблюдается в боках тоннеля на внутренних поверхностях спинок и ребер тубингов. На внутренних поверхностях продольных ребер горизонтального и вертикального диаметра возникают растягивающие напряжения не превышающие 1 МПа. График зависимости тангенциальных напряжений в боках обделки тоннеля от модуля деформации вмещающего массива носит нелинейный характер.

Надійшла до редакції 26.03.2013

P. Demenkov

GEOMECHANICAL FORECAST OF INTERDEPENDENT LINING TUNNELS SUBWAY STRESS-STRAIN

In work was realized numerical simulation by the finite-element method (FEM) of tense-deformed condition lining running tunnel underground railroad in the area of their cross-feed. Tunnels are not parallel to each other, have different depth of a pawning and were passed at a different time.

Two experienced areas were choosing for modeling, corresponding areas, to which were produced natures observing. Finite-element method has allowed deciding a problem in three-dimensional production and taking a complex configuration of liner plate into account, cleavage solid and stages carry-conduct of tunnels.

Keywords: tunnel, geomechanical forecast, lining, subway, finite element method.

УДК 622.28.044

Н.Н.КАСЬЯН (д-р техн. наук, проф.)

П.С. ДРИПАН (ст. преподаватель)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

В.А. АНДРЕЙКО (мл. науч.сотр.)

Донецкий угольный институт, Донецк

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СПОСОБА ЗАКРЕПЛЕНИЯ АНКЕРА МЕТОДОМ СТАТИЧЕСКОГО ВДАВЛИВАНИЯ

В статье рассмотрено перспективное направление усовершенствования технологии анкерного крепления на базе нового безклеевого способа установки анкера. Приведено описание и результаты лабораторных испытаний закрепления анкера методом статического вдавливания. Произведен анализ экспериментальных зависимостей и подтверждена возможность закрепления анкера с использованием предложенного способа

Ключевые слова: анкер, способ закрепления, разность диаметров, модуль деформации, глубина впрессовки

В настоящее время до 90 % горных выработок поддерживаются металлической арочной податливой крепью, выполненной из тяжелых спецпрофилей. В усложняющихся горно-геологических и горно-технических условиях отработки угольных месторождений, как показывает опыт, они не обеспечивают необходимой устойчивости и безремонтного поддержания выработок. Их возведение является практически не механизированным, трудоемким процессом. Высокая материалоемкость крепей снижает технико-экономические показатели и сдерживает темпы проведения выработок. Анализ проведения ремонтных работ по перекреплению выработок показал, что их стоимость составляет до 70 % от общей стоимости проведения.

Анализ известных разработок и внедрений по креплению и поддержанию выработок в отечественной и зарубежной практике показал, что одним из перспективных направлений является применение анкерной крепи.

В мировой практике известно много способов закрепления анкеров, которые можно условно разделить на три направления. К первому направлению относятся способы закрепления замковых анкеров различных конструкций. Закрепление их осуществляется за счет сил трения, возникающих в предварительно пробуренном шпуре между породой и замковой частью анкера. Эффект упрочнения заанкерowanego массива создается за счет «подшивки» слабых расслаивающихся пород на контуре выработки к крепкому монолитному слою пород, или сшивки слоистых пород между собой. Продолжительность установки одного анкера колеблется от 2 до 5 мин, а несущая способность составляет 20-60 кН.

Этот способ обладает такими недостатками как: необходимость бурения шпура строго установленного диаметра и длины, сложность изготовления замковой части анкера и сложность его установки.

Ко второму направлению можно отнести анкеры, закрепление которых в шпуре основано на использовании вяжущих материалов. Наиболее распространенным в отечественной и в зарубежной практике в настоящее время является способ установки анкеров с использованием полимерных смол. Этот способ закрепления характеризуется высокой технологичностью. Но установка анкера при этом требует больших затрат на скрепляющие составы, которые составляют от 20 до 40% общей стоимости.

Третье направление включает в себя способы закрепления, в которых тело анкера фиксируется в шпуре без механических замков и скрепляющих составов – беззамковый способ.

Наиболее распространенные беззамковые способы: закрепление за счет энергии взрыва [1], либо за счет упругих сил при выпрямлении предварительно смятой вовнутрь тонкостенной трубы большего диаметра, чем диаметр шпура [2].

Известен способ закрепления трубчатого тонкостенного анкера Сплит-сет с продольным разрезом за счет упругих свойств при введении анкера диаметром 38 мм в шпур диаметром 35 мм. Усилие закрепления составляет от 25 до 50 кН на 1 м. Время установки анкера 2 мин. [2].

Перечисленные выше способы закрепления анкеров третьего направления, можно охарактеризовать, как ресурсосберегающие. Однако они требуют предварительного бурения шпура.

В США разработана безшпуровая технология установки анкера, которую также можно отнести к ресурсосберегающим.

Способ установки анкера крепи предусматривающий его закрепление без предварительного бурения шпура за счет вдавливания анкера с помощью гидравлической установки в окружающий выработку массив [3]. Сплошной анкерный стержень диаметром 20,6 мм вдавливался в породы прочностью 30-40 МПа на глубину 0,5–0,8 м. Одной из проблем при реализации данного способа является обеспечение заданного направления установки. К этому можно добавить плохую изученность характера перераспределения сил в зоне установки анкера. Применение данного способа невозможно осуществить в прочных породах.

Краткий обзор существующих способов закрепления анкеров показывает, что для их реализации необходимы определенные материальные затраты, связанные с бурением шпуров, специальным изготовлением анкеров, необходимостью применения дорогих связующих материалов, использованием специального оборудования. Поэтому, поиск и разработка ресурсосберегающих способов и средств закрепления анкерной крепи является весьма актуальной задачей. Совершенствование необходимо вести в направлении разработки и использования малооперационных и простых способов и средств.

Сотрудниками кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» ДонНТУ разработан новый безклеевой способ установки анкера [4].

В этом способе закрепление сплошного анкерного стержня диаметром большим, чем диаметр шпура осуществляется за счет сил возникающих в породном массиве на контуре шпура.

Закрепление анкера в предложенном способе может осуществляться в двух силовых режимах – статическом вдавливании и импульсно-ударном. В данной работе представлены результаты исследований закрепления анкера в статическом режиме.

Исследование усилия закрепления анкера в статическом режиме проводили в лабораторных условиях методом структурного моделирования. Масштаб моделирования 1:10. Для проведения экспериментальных работ образцы имитирующие массив изготавливались из породных кернов мелкозернистого песчаника с прочностью на одноосное сжатие – 60 МПа. Цилиндры диаметром – 100 мм и высотой 50 мм имели параллельные поверхности.

Для испытаний использовались породные керны разведочных скважин в Геологоразведочного управления г. Макеевка. Затем на камнерезной машине образцы распиливались на цилиндры высотой 50 мм. Отверстия в породе сверлились

одинакового диаметра. Однако из-за биения сверлильного инструмента происходило увеличение отверстия в породе.

По известному диаметру отверстия в породе, который замерялся специальным прибором "Нутромер", производился подбор необходимого диаметра модели сплошного анкера. Значение диаметров анкера превышало диаметр отверстия в породе на 0,1; 0,2 и 0,3 мм.

Анкера вытачивались из шестигранного прутка стали марки ст.4. Длина заготовки – 150 мм. Длина в хвостовике заготовки 100 мм для удобства при выдергивании анкера на втором этапе.

Вдавливание образца в породу производилось на прессе «ЗИМ» тип Р5. Для более четкого определения усилия вдавливания нагужение осуществлялось через образцовый динамометр ДОСМ 3-5 на 50 кН или 5000 кгс №3110 ГОСТ 13837–79.

Схемы нагужения моделей приведены на рисунке 1. Подготовленный образец 1 устанавливали на площадку 2 механического пресса. В отверстие 3 помещали стержень 4, имитирующий анкер. После чего производилось его вдавливание с постоянным усилием со скоростью $0,4 \cdot 10^{-3}$ м/с. Глубину запрессовки определяли с помощью штангенциркуля. Критерием качества закрепления анкера принимали усилие извлечения.

Выдергивание производилось с помощью того же пресса, что и для проведения первого этапа. Однако при этом между измерительным прибором – динамометром и прессом устанавливалась специальная переходная обойма.

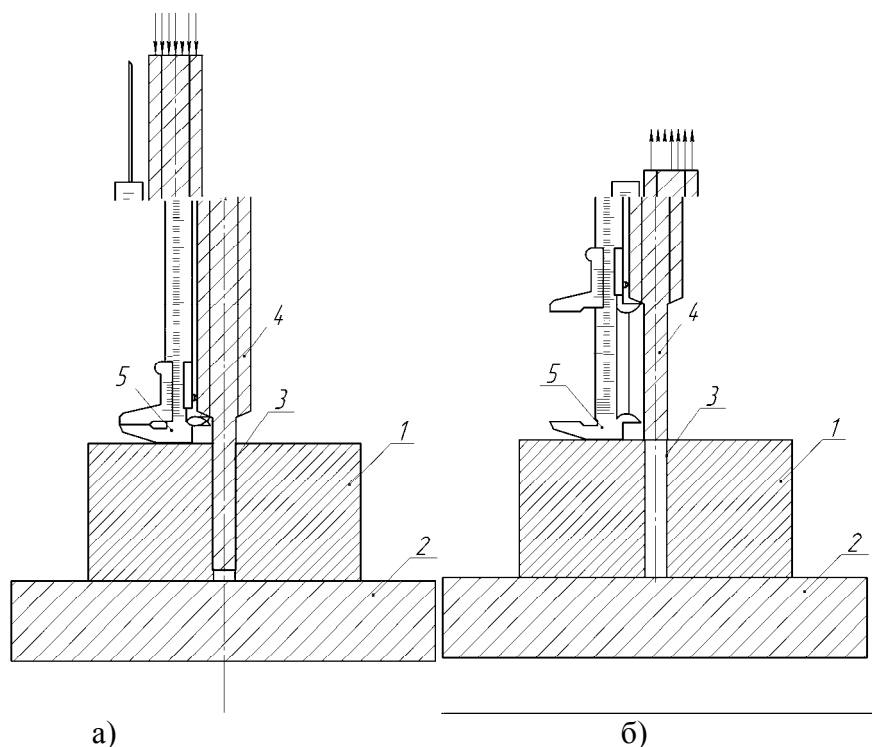
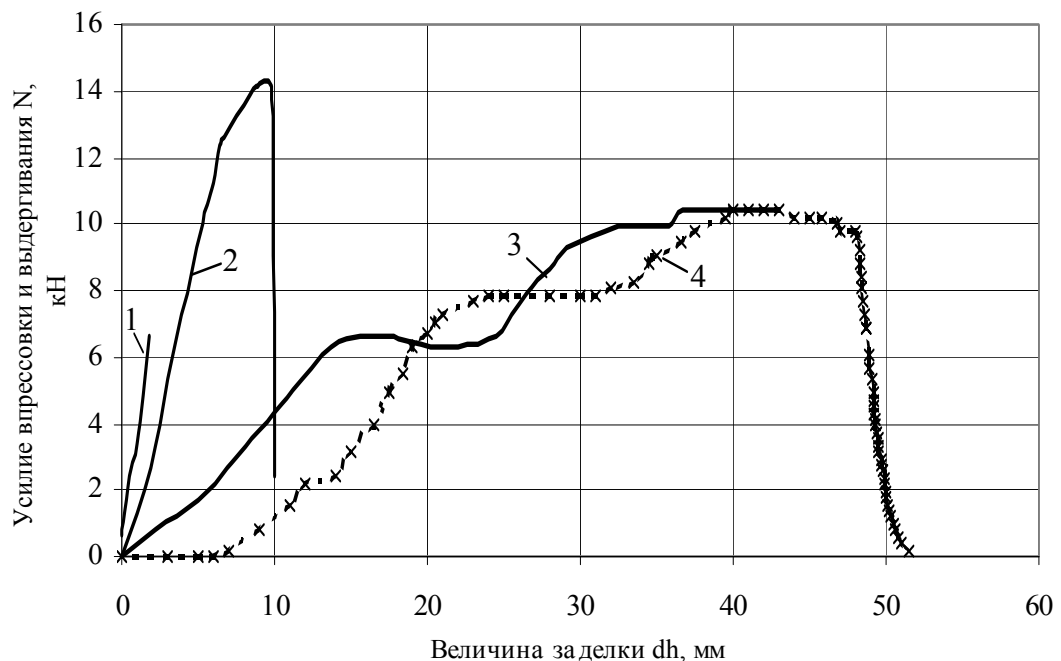


Рисунок 1- Схемы проведения лабораторных экспериментов: а – при запрессовке, б – при выдергивании

На рис. 2 приведены результаты лабораторных испытаний процесса запрессовки моделей сплошных анкеров с различными диаметрами в шпуровые отверстия с меньшим диаметром. Позиции 1, 2, 3 соответствуют величинам превышения диаметра анкера

ра над диаметром шпура соответственно на 3,8; 2,5; 1,3%. Испытания показали, что в первых двух случаях происходит хрупкое разрушение образцов породы при введении анкера на глубину равную соответственно 3 и 10 мм. При этом наблюдается резкое увеличение усилия впresseвки. При относительной разности диаметров анкера и шпура равной 1,3 % процесс впresseвки анкера на глубину 50 мм сопровождается увеличением усилия впresseвки от 0 до 10 кН. Позиция 4 (рис. 2) отражает изменение усилия выдергивания анкера от величины его закрепления в образце. Зависимость усилия выдергивания анкера при уменьшении величины участка его закрепления с 50 до 20 мм, практически адекватно отражает процесс впresseвки анкера. Дальнейшее уменьшение величины участка закрепления анкера связано с резким изменением усилия его выдергивания особенно на его конечной стадии. Это связано, на наш взгляд, с увеличением диаметра шпура за счет истирания пород на его контуре при впresseвке анкера.



1, 2, 3 – зависимость усилия впresseвки от глубины заделки при превышении диаметра анкера над диаметром шпура соответственно на 3,8; 2,5 и 1,3%; 4 - зависимость усилия выдергивания от глубины заделки

Рисунок 2 - Зависимость усилия впresseвки и выдергивания анкера от величины заделки.

Оценку эффективности механических систем удобно проводить через величину работы совершенной системой. В данном случае работа впresseвки и выдергивания будет равна площади под соответствующей кривой (рис 2).

Сравним работы на вдавливание и выдергивание анкера. Из сравнения видно, что общая работа на вдавливание на 17 % больше чем работа на выдергивание. При этом из графиков видно, что на разных этапах нагрузки это соотношение разное. Так на участке отверстия 0-50% от его длины разница работ 51%, а на участке 50-100% длины – всего 2%. А в ближайших от устья отверстия 7 мм (14% длины) усилие выдергивания близко к нулю. Таким образом, основная разница работ на вдавливание и вытягивание наблюдается в устьевой части отверстия. Что объясня-

ется максимальным истиранием отверстия в устьевой части, через которую движется весь стержень.

Анализ кривых нагрузка-деформация впрессовывания и их сравнение для разного соотношения диаметра отверстия и стержня проведем через модуль деформации впрессовывания, который определим как тангенс угла наклона кривых на графиках рис.3 и характеризует сопротивление материала вдавливанию.

Соответственно $\alpha_1=82^\circ$, $\alpha_2=74^\circ$, $\alpha_3=42^\circ$. Построим зависимость модуля деформации впрессовывания от отношения диаметров отверстия и стержня (рис. 4).

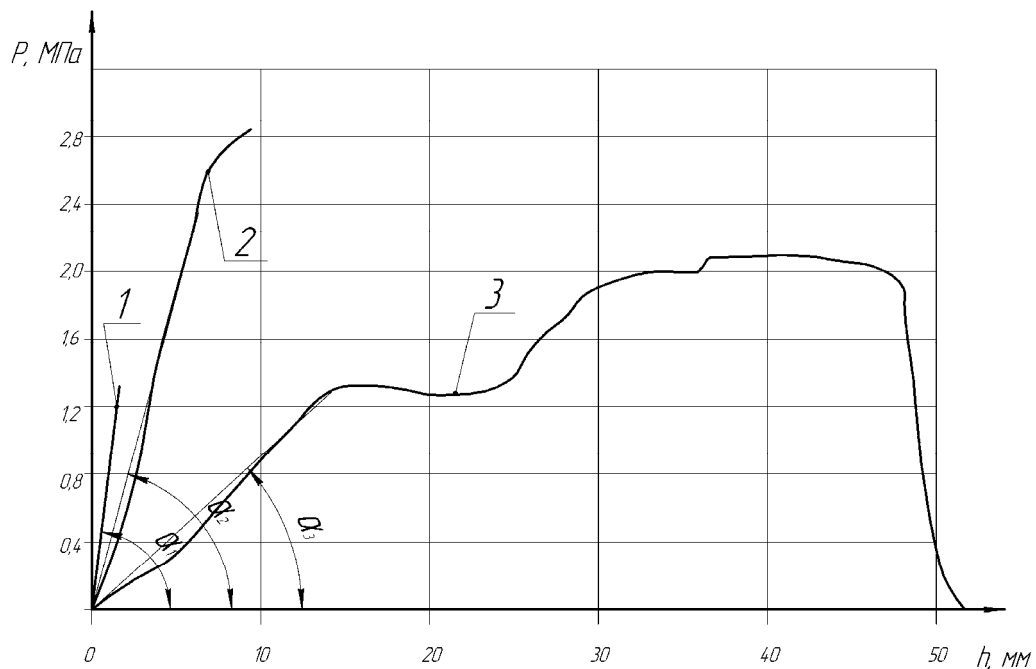


Рисунок 3 - Изменение давления впрессовки анкера от глубины впрессовки при превышении диаметра анкера над диаметром шпура соответственно: 1 – на 3,8%; 2 – на 2,5%; 3 – на 1,3%

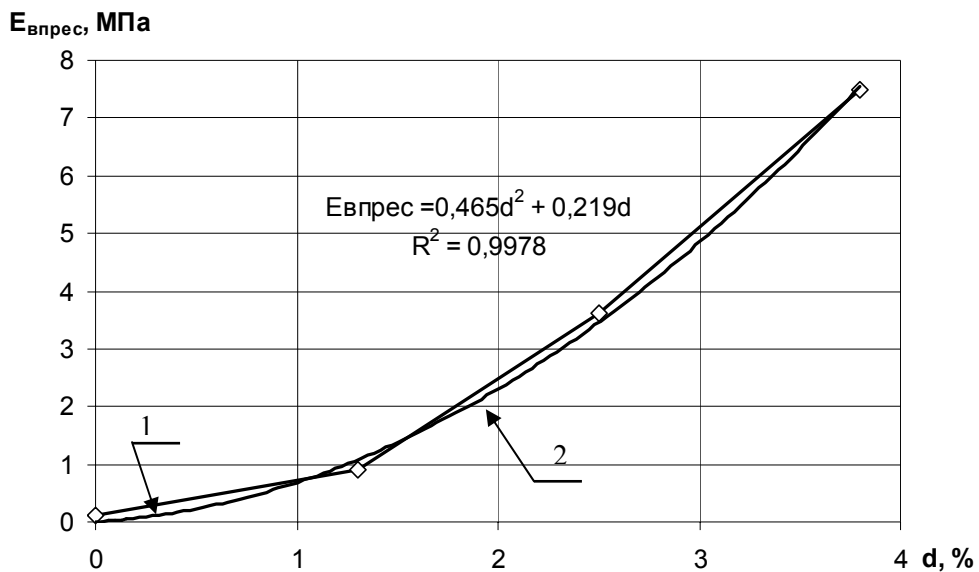


Рисунок 4 - Зависимость модуля впрессовывания анкера от величины превышения диаметра анкера над диаметром отверстия: 1 – данные лабораторных испытаний; 2 – теоретическая кривая.

Полученная в лабораторных условиях кривая достаточно хорошо аппроксимируется параболической зависимостью вида $E_{\text{впрес}} = 0,465d^2 + 0,219d$, с коэффициентом корреляции 0,99.

Выводы. В результате проведенных исследований установили, что при статическом режиме работа вдавливания и выдергивания анкера отличается на разных этапах нагружения. Так, например, при разнице работ для всей длины отверстия 17%, на участке 0-50% длины отверстия работа вдавливания на 51% больше работы выдергивания, в то время как на участке 50-100% длины разница работ незначительная. Также проведенные исследования позволили определить зависимость изменения усилия вдавливания от разности диаметров шпура и отверстия, что позволяет рассчитывать параметры предлагаемого способа установки анкеров.

Список использованной литературы

1. Анкерная крепь : Справочник / А. П. Широков, В.А. Лидер, М.А. Дзауров и др.- М: Недра 1990.- 205с.
2. Юхимов Я.И. Анкерные крепи и средства контроля за состоянием кровли (зарубежная информация) / Я.И. Юхимов, В.Г. Гальперин // Уголь Украины, 1983. – №10. –С.44-46.
3. Харрелл М.В. Новый гидравлический способ установки анкерных болтов / М.В. Харрелл // Mining Congress Journal. – 1971.– №6.
4. Патент на корисну модель №55763 Україна. МКИ E21D 20/00. Спосіб встановлення анкера / Касьян М.М., Новіков О.О., Петренко Ю.А., Дрипан П.С., Шестопалов І.М., Гладкий С.Ю., Виговський Д.Д. – Заявл. 04.06.2010 ; опубл. 27.12.2010 ; бюл. № 24. – 6 с.

Надійшла до редакції 01.04.2013

М.М.Касьян, П.С.Дрипан
Донецький національний технічний університет

В.О.Андрійко
Донецький вугільний інститут, Донецьк

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ СПОСОБУ ЗАКРІПЛЕННЯ АНКЕРА МЕТОДОМ СТАТИЧНОГО ВТИСКУВАННЯ

У статті розглянутий перспективний напрям удосконалення технології анкерного кріплення на базі нового безклеєвого способу установки анкера. Приведено опис і результати лабораторних випробувань закріплення анкера методом статичного втискування. Вироблений аналіз експериментальних залежностей і potwierджена можливість закріплення анкера з використанням запропонованого способу

Ключові слова: анкер, спосіб закріплення, різниця діаметрів, модуль деформації, глибина упресування

N.N. Kas'yan, P.S. Dripan
Donetsk national technical university, Donetsk

V.A. Andreyko
Donetsk coal institute, Donetsk

LABORATORY RESEARCHES OF METHOD OF FIXING OF ANCHOR METHOD OF STATIC PRESSING

In the article perspective direction of improvement technology of the anchor fastening is considered on the base of new bezkleevogo method of setting of anchor. Description and results of alpha tests of fixing of anchor the method of the static pressing is resulted. The analysis of experimental dependences is produced and possibility of fixing of anchor is confirmed with the use of the offered method

Key words: anchor, method of fixing, difference of diameters, module of de-structure, depth of vpressovki

УДК 623.459.84

И.А. ЕФРЕМОВ (д-р техн. наук)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ И ЭНЕРГООБЕСПЕЧЕНИЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ ПУТЕМ СОЗДАНИЯ ТЕПЛОЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ

Указаны пути эффективного использования нетрадиционного источника энергии – шахтного метана, использование которого на угольных шахтах является основным направлением диверсификации угледобывающих предприятий в вопросах переработки каптируемого метана в электрическую и тепловую энергию, решения экологических проблем региона, внедрения высокоэффективных теплоэнергетических технологий и создания на их базе шахтных энергокомплексов.

Ключевые слова: энергокомплекс, когенерация, метан, выбросы загрязняющих веществ, электрическая и тепловая энергия.

Утилизация шахтного метана имеет большое экологическое значение. Метан является вторым по действенности антропогенным парниковым газом после двуокиси углерода. Так как потенциал глобального потепления метана в 21 раз больше чем у CO_2 и выделение метана в атмосферу происходит в больших объемах по всему миру, метан представляет собой важную часть проблемы парниковых газов. Ежегодные выбросы метана в атмосферу на шахтах с нагрузкой 1 млн. т угля в год достигают 20–50 млн. м^3 . При утилизации шахтного метана в теплоэнергетических модулях выхлопные газы двигателей содержат лишь CO_2 и H_2O . За счет этого в 20 раз снижается парниковый эффект.

Объединение в единый комплекс процессов добычи и переработки топлива в электрическую и тепловую энергию открывает возможность существенного повышения экономической эффективности всего комплекса.

Предлагаемый подход составляет основу концепции создания теплоэнергетических комплексов на базе использования метана угольных шахт, основные положения которой соответствуют основным направлениям реструктуризации угольной промышленности Украины и позволяют решить следующие задачи:

улучшение экологической безопасности, в том числе создание безопасных по газовому фактору условий для добычи угля, и снижение загрязнения окружающей среды за счет уменьшения выбросов в атмосферу метана – одного из газов, участвующих в создании парникового эффекта, а также уменьшение вредных выбросов в атмосферу от шахтных котельных при их переводе на сжигание метана вместо угольного топлива. При этом существенно сокращаются выбросы в атмосферу окислов азота NO_x , оксидов серы SO_2 , окиси углерода CO и пыли, являющихся основными вредными веществами, образующимися при сжигании угля в шахтных котельных. Кроме того, при этом имеет место косвенный экологический эффект, заключающийся в уменьшении количества сжигаемого угля на ГРЭС при замещении части электрической энергии из энергосистемы собственной электроэнергией шахты, вырабатываемой при сжигании метана;

снижение себестоимости угля вследствие увеличения нагрузки на очистной забой при выемке угольного пласта, подвергнутого предварительной дегазации, а также за счет самообеспечения шахт дешевыми тепловой и электрической энергиями, получаемыми при утилизации метана в когенерационных энергетических модулях. Коэффициент полезного действия шахтных энергетических когенерационных модулей достигает 86 %, что недостижимо в других энергетических объектах.

Например, КПД большинства тепловых угольных электростанций не превышает 33 %, а КПД парогазовых установок (ПГУ) достигает лишь 50–55 %;

- получение дополнительного энергетического и технологического сырья.

При этом решаются социальные проблемы шахтерских регионов, такие как:

- сохранение действующую инфраструктуры угледобывающих предприятий;

- создание дополнительных рабочих мест;

- продление срока эксплуатации шахт на 30–50 лет;

- снятие социальной напряженности в шахтерских регионах.

В целом реструктуризация угольной промышленности плотно связана с проблемой диверсификации деятельности угледобывающих предприятий. Не обходимо отметить, что одним из наиболее перспективных подходов есть переработка шахтного метана на месте его добычи путем производства тепловой и электрической энергий [1-4]. Реализация этой концепции в Украине на базе угледобывающих предприятий со значительными промышленными запасами угля и шахтного метана целесообразна путем создания шахтных энергокомплексов, в которых будут использоваться технологии с газотурбинными или газопоршневыми установками, обеспечивающими эффективный передел метана в тепловую и электрическую энергии.

Наиболее перспективными для энергетического передела являются когенерационные технологии, обеспечивающие получение электрической энергии «на хвосте» выработки тепла. К основным вариантам использования когенерационных технологий относятся:

- шахтные энергокомплексы на базе паротурбинной когенерации. Их реализация обусловлена наличием технологии, которые разрешают сжигать низкосортный уголь и отходы углеобогащения с высоким КПД и низким уровнем выбросов вредных веществ. Такой технологией являются сжигания топлива в циркулирующем кипящем слое (ЦКС). Основными преимуществами этой технологии являются: высокоэффективное, на уровне 99 %, сжигание угля любого качества и состава, с зольностью до 60 % и теплотой сгорания от 2500 ккал/кг; относительно низкие рабочие температуры (в среднем 850 °С), вследствие этого низкие уровни выбросов оксидов азота; эффективное, на уровне 90–95 %, скрепление серы известняком, который подается в котлоагрегаты вместе с углем. Шахтный метан при технологии ЦКС может быть использован в паровых котлах как по каналу воздушного дутья, так и по каналу основного топлива. Паровые котлы на базе технологии ЦКС в сочетании с паровыми турбинами и электрическими генераторами обеспечивают реализацию паротурбинной когенерации на угледобывающих предприятиях. Кроме того, перспективными являются варианты создания шахтных когенерационных энергокомплексов на базе турбинизации существующих шахтных котельных, а также на базе каталитических реверс-текущих реакторов для утилизации метана исходящих вентиляционных струй. Каждый из перечисленных вариантов характеризуется тем или иным типом топлива, которое используется, или его соединений (низкосортный уголь, отходы углеобогащения, шахтный метан) и рациональной сферой применения, определяемой как запасами того или другого топлива, так и характером и объемом потребляемых тепловой и электрической энергий;

- шахтные энергокомплексы на базе газопоршневой когенерации. Их реализация обусловлена достаточно большими запасами шахтного метана на угледобывающих предприятиях и наличием высокоэффективного когенерационного энергетического оборудования для утилизации шахтного метана путем изготовления тепловой и электрической энергий с соотношением приблизительно 1:1 и коэффициентом полезного действия при полной загрузке до 86 %. Таким оборудованием яв-

ляются энергетические модули на базе газопоршневых установок (ГПУ), обеспечивающие реализацию газопоршневой когенерации.

Строительство шахтных энергокомплексов на базе угледобывающих предприятий позволяет решить следующие вопросы[1] :

1. Обеспечить надежность электро- и теплоснабжение угледобывающих предприятий, а также близлежащих к ним жилых массивов и промышленных предприятий. Надежность электроснабжения обеспечивается работой электрических генераторов шахтного энергокомплекса параллельно с энергосистемой.

2. Существенным образом сократить затраты импортного природного газа за счет вывода из эксплуатации газовых котельных.

3. Использовать как топливо высокотемпературные отходы углеобогащения, которые идут сегодня в отвал (паротурбинная когенерация), и шахтный метан, который до настоящего времени выбрасывался в атмосферу (газопоршневая когенерация).

4. Организовать рентабельное производство с комбинированным изготовлением электроэнергии и тепла в сравнении с низкорентабельной, экологически "грязной" шахтной котельной и необходимостью закупки электроэнергии из энергосистемы.

5. Создать дополнительные рабочие места и на значительный срок решить социальные проблемы, связанные с закрытием шахт.

Такая концепция отвечает основным направлениям реструктуризации угольной промышленности Украины.

Принципиальным отличием данной концепции диверсификации от предлагаемых ранее является техническая возможность и экономическая целесообразность включения в структуру шахтного энергокомплекса модульных блоков, которые могут реализовать принципы энерготехнологической переработки топлива на месте его добычи с использованием собственного тепла и электроэнергии[1] . Для бурого угля и углей с низкой степенью метаморфизма предлагается технология переработки угля методом гидрогенизации. Использование тепловой энергии шахтного энергокомплекса для добычи синтетического бензина, дизельного топлива, смазывающих материалов, парафинов, воска и так далее разрешит значительно понизить величину энергетической составляющей затрат на получение данной продукции. Для угля с высокой степенью метаморфизма предлагается использование технологии извлечения пиритовой серы. При этом пиролизные газы, которые получаются в результате паровоздушной обработки угля, перерабатываются в высоколиквидный товар - серную кислоту - для дальнейшего использования в химической промышленности, а обессеренные угли сжигаются в топках шахтного энергокомплекса, не теряя своей теплотворной способности. Весьма перспективным является включение в состав шахтного энергокомплекса модуля, который позволит реализовывать теплоэнергоемкую технологию добычи из низкосортного угля искусственного жидкого топлива, которое с успехом может заменить дорогой кокс в доменном производстве.

В состав энергокомплекса на базе паротурбинной когенерации целесообразно включать цех по производству строительных материалов с утилизацией гипсо-содержащих золошлаковых отходов комплекса, которые, кроме того, являются отличным материалом для дорожных покрытий.

Поскольку изготовление электрической энергии осуществляется с одновременным изготовлением тепла, то экономические показатели энергокомплекса могут быть существенным образом улучшены при получении подпиточного дистиллята из высокоминерализованной шахтной воды. Термические методы обработки воды являются более экономичными по сравнению с химическими.

Весьма привлекательным является использование избыточного тепла шахтных когенерационных энергокомплексов в системах кондиционирования шахтной атмосферы на базе абсорбционных холодильных машин.

Внедрение системы промышленного использования шахтного метана в Украине осуществлялось в условиях шахты им. А.Ф. Засядько. Здесь создан когенерационный энергетический комплекс на базе 12 газопоршневых установок типа JMS 620 австрийской фирмы "Jenbacher", работающих на шахтном метане с концентрацией 25%. Суммарный КПД этих энергетических установок по теплу и электроэнергии доходит до 86%, что недостижимо на других энергетических объектах.

Установленная электрическая мощность одной установки составляет 3,035 МВт, а тепловая – 2,63 Гкал/ч.

Основной продукцией энергокомплекса на шахте им. А.Ф. Засядько является электроэнергия, вырабатываемая газопоршневыми установками, размещенными в специальном здании. Одновременно энергокомплекс вырабатывает через систему охлаждения газопоршневой установки тепловую энергию той же мощности (3050 кВт), что и электрической с температурным графиком 110/70 °С. Утилизация подобного количества тепла, 36 МВт, равно как и теплоты уходящих дымовых газов является актуальной задачей.

Базовый вариант использования тепла, вырабатываемого газопоршневой установкой, предусматривает подачу его в систему горячего водоснабжения. В летнее время года, в связи со снижением потребности предприятий в горячей воде, избытки тепла отводятся в окружающую среду. Температурный потенциал сбрасываемого тепла (110/70 °С) существенно превышает температуру окружающей среды, в связи с чем, его можно использовать для дополнительной выработки электроэнергии с помощью, например, теплосиловых установок, работающих на низкокипящих рабочих телах (НРТ). Известно, что за рубежом подобные установки применяются при использовании тепла геотермальных источников и в некоторых других случаях [5]. Представляется рациональным использовать теплоту уходящих дымовых газов, температура которых составляет в номинальном режиме 140 °С, а расход 4,5 кг/с.

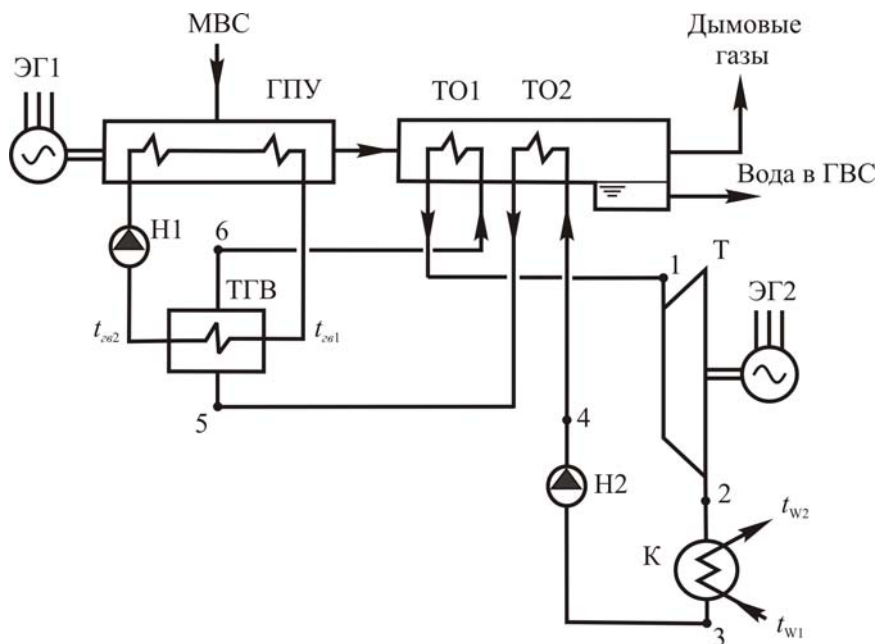


Рис. 1. Принципиальная схема утилизации тепла, вырабатываемого в ГПУ, с помощью теплосиловой установки

При разработке тепловой схемы установки необходимо учитывать возможность максимально глубокого использования низкопотенциального бросового тепла горячей воды и дымовых газов [6]. Предлагаемая схема утилизации тепла приведена на рис.1. На схеме показаны газопоршневая установка ГПУ с электрическим генератором ЭГ1 и элементы теплосиловой установки: турбина Т, работающая на НРТ, с электрическим генератором ЭГ2, конденсатор К, насос Н2, теплообменники ТГВ, ТО1 и ТО2.

Таблица 1 – Реализация результатов работы по комплексной дегазации и использованию метана на шахте им.А.Ф.Засядько (на 1 марта 2013г.)

Годы	Объем потребления метана по проекту, млн. м ³	Выработанная электроэнергия, МВт·ч	Выработано тепла, Гкал	Зачет по CO _{2экв} , т
2004	2 220 091	–	–	34 328
2005	2 194 690	–	–	33 936
2006	26 212 291	94 313	8 120	428 311
2007	59 663 640	200 586	33 337	963 940
2008	40 307 841	131 893	59 612	650 851
2009	39 850 335	132 620	56 508	647 111
2010	52 570 787	175 932	74 582	852 158
2011	36 995 773	122 046	53 709	620 534
2012	20 317 776	65 667	31 836	340 402
2013 На 01.03.	2 367 469	7 815	3 584	39 960
Всего:	282 700 713	930 872	320 788	4 611 532

Как видно из данных таблицы 1 в процессе дегазации угольных пластов и углевмещающей толщи шахты им. А.Ф. Засядько извлечено 282,7 млн. м³ шахтного газа метана, который использован для выработки 930872 МВт·часов электроэнергии и производства 320788 Гкал тепла. Сокращено вредных выбросов метана в атмосферу 4,6 млн.т в эквиваленте на CO₂.

Основными источниками выбросов загрязняющих веществ в атмосферу при работе угледобывающих предприятий являются шахтные котельные, работающие на угле (NO_x, CO, CO₂, SO₂ и пыль), а также выбросы метана через шахтные дегазационные системы и исходящие вентиляционные струи.

При создании автономных шахтных энергетических комплексов имеет место косвенный экологический эффект, обусловленный уменьшением количества сжигаемого угля на тепловых электростанциях.

На Центральной промплощадке шахты расположены две котельные № 1 и № 2, работающие на угольном концентрате марки Ж, получаемом от ЦОФ «Киевская». Котельная № 1 оснащена двумя котлами типа ДКВР – 10–13 и четырьмя – типа КЕ – 10–13, которые имеют факельное сжигание топлива. Котельная № 2 оснащена шестью котлами типа РН–18 с топками Ривокатова, которые имеют подовое сжигание топлива. В 2004 году котельные потребили 20,258 тыс. т угля. В

том числе котельная №1 – 18,929 тыс. т и котельная №2 – 1,329 тыс. т. Элементный состав угля : углерод – 73,49 %; водород – 4,52 %; (азот + кислород) – 4,39 %; сера – 1,96 %; зола – 8,14 %; влажность – 7,50 %. Низшая теплота сгорания рабочей массы угольного концентрата составляет $Q_i^r = 29,406$ МДж/кг.

Расчет выбросов вредных веществ в атмосферу от котельных № 1 и № 2 производился по методике определения выбросов загрязняющих веществ в атмосферу от энергетических установок[7] .

Величины выбросов угольных котельных и их сокращение по сравнению с 2006 годом приведены в табл. 2.

Таблица 2 – Снижение вредных выбросов в атмосферу в связи с выводом из эксплуатации угольных шахтных котельных по годам

Источники выбросов	Выбросы, т/г					
	NO_x	SO_2	CO	CO ₂	Пыль	Всего
2006 год						
Котельная № 1	116,887	740,906	67,348	50924,416	222,901	52072,458
Котельная № 2	8,212	52,053	4,732	3577,767	104,401	3747,165
Итого:	125,099	792,959	72,080	54502,183	327,302	55819,623
2007 год						
Котельная № 1	72,002	456,398	41,509	31369,440	137,307	32076,656
Котельная № 2	5,059	32,065	2,915	2203,904	64,406	2308,349
Итого:	77,061	488,463	44,424	33573,344	201,713	34385,005
Снижение выбросов	48,038	304,496	27,656	20928,839	125,589	21434,618
2008 – 2012 годы						
Снижение выбросов	125,099	792,959	72,080	54502,183	327,302	55819,623

Анализ суммарного снижения выбросов вредных веществ в атмосферу при внедрении энергетического комплекса на угольном метане в условиях шахты им. А.Ф. Засядько показывает, что внедрение газопоршневых установок по утилизации шахтного метана позволит за счет экономии угля, который ранее сжигался на шахтных котельных Центральной промплощадки, сократить вредные выбросы в атмосферу на 55,8 тыс. т в год.

Полученные практические результаты являются показателем того, что одним из перспективных путей сокращения вредных выбросов в атмосферу является утилизация шахтного метана в когенерационных энергетических комплексах, утилизирующих шахтный метан путем выработки тепловой и электрической энергий, используемых как для энергетического самообеспечения шахты, так и для отпуска сторонним потребителям.

Таким образом, реализация рассмотренной концепции создания малых теплоэнергетических комплексов на базе угольных шахт является одним из перспек-

тивних напрямлений диверсифікації діяльності угледобуваючих підприємств і рішення соціально-економічних проблем шахтерських регіонів.

Список использованной литературы

1. Булат А.Ф. Научно-технические основы создания шахтных когенерационных энергетических комплексов / А.Ф. Булат, И.Ф. Чемерис. – Киев: Наукова думка, 2006. – 176 с.
2. Чемерис И.Ф. Технично-економічні аспекти роботи шахтних енергетических комплексів / М.Ф. Чемерис // Геотехнічеська механіка. – Дніпропетровськ. – 1999. – Вип. 15. – С. 55 – 61.
3. Булат А.Ф. Методическіе основи оцєнки еффеєктивності енергосберегаючих проєктів для об'єктів топлівно-енергетического комплексу / А.Ф. Булат, В.Г. Перепелица, И.Ф. Чемерис, Д.Г. Подтуркин, М.Н. Кибкало // Геотехнічеська механіка: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАН України. – Дніпропетровськ. – 2002. – Вип. 36. – С. 146 - 155.
4. Лукинов В.В. Создание энергоэффективного комплекса извлечения и использования шахтного газа метана / В.В. Лукинов, В.Г. Перепелица, Б.В. Бокий, И.А. Ефремов // Геотехнічеська механіка: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАН України. – Дніпропетровськ. – 2010. – Вип. 88. – С. 3 – 8.
5. Rafferty K. Geothermal power generation on low-temperature, small-scale applications / K. Rafferty // Geo-Heat Center. – 2000. – № 1. – P. 1 - 12.
6. Пат. 83560 Україна, МПК (2006) F 01 K 23/02, F 01 K 23/10, F 01 K 3/00/ Когенераційна система з використанням теплоти димових газів / А.Ф. Булат, Е.Л. Звягильский, И.Ф. Чемерис, Б.В. Бокий, И.А. Ефремов, Ю.И.Оксень. - № а 200611179; заявл. 23.10.2006; опубл. 25.04.2008, Бюл. № 14. – 2008. – С.5-76.
7. Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от энергетических установок // Методика определения: Министерство топлива и энергетики Украины. Объединение энергетических предприятий «Отраслевой резервно-инвестиционный фонд развития энергетики». – Киев, 2002. – 44 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

I.O. Yefremov

Донецький національний технічний університет, Донецьк

ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ТА ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ПРОМИСЛОВИХ ГІРНОВИДОБУВНИХ РЕГІОНІВ ШЛЯХОМ СТВОРЕННЯ ТЕПЛОЕНЕРГЕТИЧНИХ КОМПЛЕКСІВ

Вказані шляхи еффеєктивного використання нетрадиційного джерела енергії - шахтного метану, використання якого на вугільних шахтах є основним напрямком диверсифікації вугледобувних підприємств у питаннях переробки каптируемого метану в електричну і теплову енергію, вирішення екологічних проблем регіону, впровадження високоєффеєктивних теплоенергетических технологій і створення на їх базі шахтних енергокомплексів.

Ключові слова: енергокомплекс, когенерація, метан, викиди забруднюючих речовин, електрична та теплова енергія.

I.A. Yefremov

Donetsk National Technical University, Donetsk

PROTECTION OF THE ENVIRONMENT AND THE POWER SUPPLY OF THE INDUSTRIAL MINING REGIONS THROUGH THE CREATION OF HEAT POWER COMPLEXES

Specify the effective use of non-traditional sources of energy - coal mine methane, the use of which in coal mines - is the main direction of the coal-mining enterprises in matters processing of captured methane to electric and heat energy, solution of environmental problems of the region, implementation of equipment technologies and creation on their base of the silo energy-plexes.

Keywords: cogeneration, gas, emissions of polluting; conserving of energy-substances, electric and thermal energy.

УДК 624.131.23

Н. В.ЗУЄВСЬКА (д-р техн.наук, проф.)

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут», Київ

АВАРІЙНІ ЯВИЩА НА МІСЬКИХ ОБ'ЄКТАХ В УМОВАХ ЛЕСОВИХ ПРОСАДНИХ ҐРУНТІВ В ПРИСУТНОСТІ ТЕМПЕРАТУРНОГО ЧИННИКА

Розглядаються причини інтенсифікації процесів просадки в лесових ґрунтах при замочуванні їх водою з підвищеною температурою.

Ключові слова: посадочний ґрунт, температура води для замочування, вологопровідність, глибина замочування.

Вступ. Практика міського будівництва та експлуатації підземних мереж в умовах інтенсифікації забудов міст та одночасного старіння підземних комунікацій в останні роки внесла суттєві корективи у вибір системи протипросадних заходів в зв'язку з проявом нового гідротермального фактора впливу, який навіть в умовно не просадних лесових масивах провокує небезпечні деформаційні процеси.

В зв'язку з цим розвиток наукових основ деформування просадних лесових масивів під дією температурного чинника є актуальною науково-технічною проблемою.

Сучасний стан питання. В зв'язку з поширенням лесових ґрунтів на території України, їх вивченню приділялась велика увага. Видатними вченими Інституту геологічних НАН України Бабінцем А. Е., Краєвим В. Ф., Демчишиним М. Г. було проведено вивчення інженерно-геологічних властивостей лесових ґрунтів з метою застосування їх як основ для промислового та цивільного будівництва, гідротехнічних, підземних споруд, сільськогосподарського освоєння та використання в якості корисної копалини.

В будівництві, до недавнього часу, процес замочування лесових ґрунтів розглядався без урахування температури води. За останнє десятиріччя в літературі почали відмічатися випадки підвищення очікуваної просадки внаслідок впливу температурного чинника. Так науковці з Алтайського державного технічного університету в своїх роботах відмічають збільшення в м. Барнаулі випадків деформацій основ будинків 20-30-річного віку, які, як раніше вважалося, за довгі роки експлуатації стоять вже на непросадних лесових ґрунтах. Однак внаслідок аварій тепломереж споруди отримали просідання до 0,5 м [1].

Метою роботи є встановлення закономірностей збільшення просадних процесів в лесових ґрунтах в умовах гідротермальних впливів.

Викладення основного матеріалу. Основні джерела тепловиділення, які сприяють розвиткові деформаційного процесу можна умовно поділити на 2 типи: замочування просадного ґрунту витоками води з підвищеною температурою та нагрівання ґрунтових вод через процес теплопередачі від тепловиділяючих об'єктів з подальшим впливом нагрітої ґрунтової води на лесовий масив.

Утворення теплових полів у лесових масивах відноситься до небезпечних геологічних процесів на території великих міст, що викликають зміни складу, стану, структури і властивості просадних ґрунтів.

Основними джерелами теплових впливів на ґрунти є підземні теплові комунікації (теплотраси). Вплив теплотрас виражається не лише у прогріванні ґрунту внаслідок теплопередачі, але й у втратах (витоках) гарячої води, що призводить до формування техногенних полів вологості навколо них та підтоплення ґрунтів водою з високою температурою.

Найважливішим параметром для визначення теплових впливів на ґрунти є тепловий режим теплотрас і їх характеристики. Тепловий потік, що виділяється теплотрасою, залежить від діаметра і кількості труб, різниці між температурою води в трубах і ґрунтах, теплоізоляції і її якості, пори року, способу прокладання теплотраси.

Основним джерелом теплового впливу на ґрунти є магістральні теплотраси (діаметр труб 500–1000 мм і більше). Реальні ж теплові втрати можуть значно перевершувати нормативні, що обумовлюється головним чином якістю теплоізоляції і терміном служби теплотраси.

Температурний режим ґрунтів визначався безпосереднім вимірюванням температури ґрунтів або моделюванням.

При значному розходженні вимірюваних і розрахункових температур ґрунту розміри області теплового впливу теплотраси необхідно встановлювати моделюванням з підтвердженням натурними вимірами температур ґрунту. При неможливості встановлення фактичних теплових втрат від теплотраси їх значення теж необхідно визначати моделюванням теплових полів.

Для оцінки впливу замочування ґрунтів від теплотрас на зміну фізико-механічних властивостей лесових ґрунтів рекомендується використовувати статичне зондування.

У лабораторних умовах визначають фізичні та фізико-механічні властивості ґрунтів на різних відстанях від теплотраси і зіставляють їх з результатами статичного зондування. Особливу увагу необхідно приділяти зміні вологості і міцнісних показників ґрунту з глибиною.

Таким чином, вплив техногенних теплових факторів на просадні ґрунти рекомендується вивчати за допомогою зіставлення результатів інженерно-геологічних вишукувань і моделювання температурних показників та впливу їх на зміни міцнісних та деформаційних характеристик цих ґрунтів.

Попередня оцінка деформаційних явищ в основах фундаментів на лесових просадних ґрунтах виконана при обстеженні об'єктів та споруд правобережної частини міста Києва в 2000–2002 рр. спеціалістами кафедри геобудівництва та гірничих технологій на замовлення керівництва НТУУ «КПІ». Це замовлення було пов'язане з небезпечними деформаціями в конструкціях деяких корпусів університету, пов'язаних з замочуванням ґрунтів витоками з водопостачальних мереж.

Викладені матеріали ґрунтуються на конкретних і чисельних польових дослідженнях, забезпечують достовірні кінцеві результати і вміщують одночасно рекомендації з виправлення створених ситуацій. В аналізі факторів, що вплинули на аварійні прояви в спорудах, звернено особливу увагу на наявність та навіть скупчення в основах фундаментів теплових мереж та каналізації. Зазначається, що нерівномірні деформації фундаментів викликані скупченістю на одній зі сторін споруди міських комунікацій, і в разі замочування основи з лесових ґрунтів відбувається перевищення середнього тиску під подошвою фундаментів над величиною розрахункового опору ґрунтів. Аналогічні результати отримані для споруди Мало-го залу Національної філармонії м. Києва. Для уникнення нерівномірних деформацій таких архітектурних пам'яток як Михайлівський Золотоверхий собор та Успенський собор Києво-Печерської Лаври при випадкових замочуваннях лесового ґрунту із водонесучих комунікацій, фундаменти були посаджені в період реконструкцій на буроін'єкційні палі.

За останні часи поширились випадки аварійного просідання старих споруд, наприклад, будівля №37-Б по вул. Рейтарська у Шевченківському районі м. Києва. В геоморфологічному відношенні об'єкт дослідження розташований в межах лесо-

вого плато. Грунтових вод в період вишукувань не знайдено. Ділянка вишукувань відноситься до II типу ґрунтових умов по просіданню (сумарне просідання ґрунту від власної ваги при повному водонасиченні дорівнює 13,26 см). Товщина просадної товщі досягає 13,10 м. Основу стрічкових фундаментів будинку складає супісок лесовий пилуватий, твердий, просадний.

В технічному висновку про стан будівлі №37-Б по вул. Рейтарській у Шевченківському районі м. Києва було зазначено, що деформації будівлі викликані такими причинами: нерівномірним просіданням лесових ґрунтів основи внаслідок їх замочування аварійними витокami з теплотрас та недостатньою глибиною закладення фундаментів у підвальной частині будівлі. Передбачалося провести комплекс заходів по зміцненню несучих конструкцій та фундаментів, які виключають деформації будівлі у випадку нерівномірного осідання ґрунтів основи та виключення можливості замочування ґрунтів під фундаментами витокami з теплотрас при подальшій експлуатації будинку.

Основними причинами збільшення просідання лесового ґрунту при замочуванні його водою з підвищеною температурою автор вважає: прискорення розчинності солей та цементуючих речовин, які є складовими лесового ґрунту та розширення фронту замочування за рахунок збільшення коефіцієнту вологопровідності і проникнення води в ті шари ґрунту, які не були ущільнені.

Для підтвердження цих стверджень були проведені експериментальними дослідженнями по розчинності ангідриту, одної з основних складових лесових ґрунтів, водними кислотними та сольовими розчинами при різних температурах. В результаті досліджень встановлено, що збільшення температури від 20 до 50 град призводило до прискорення розчинності ангідриту в 3 рази.

При замочуванні лесового масиву при аварійних витокah гарячої води визначений випадок неповного водонасичення, і тому необхідно підкреслити зміну вологопровідності масиву [2]. Дослідження впливу температури води для замочування на зміну коефіцієнту вологопровідності лесових ґрунтів проводились на зразках лесового просідного ґрунту II типу. В табл. 1 наведено усереднений коефіцієнт вологопровідності та показник зміни вологопровідності в залежності від температури води для замочування θ_T в межах 20...80 °C, який визначається за фор-

мулою: $Q_T = \frac{k_w^{T_{cp}}}{k_w^{20^0 C_{cp}}}$, де ... – коефіцієнт вологопровідності; ... – коефіцієнт во-

лопроводності при температурі води 20 °C; ... – середня тепломісткість води.

Як видно з отриманих даних, температура суттєво впливає на вологопровідність просадного ґрунту, при цьому залежність $k_w^{T_{cp}}$ виположується практично при $T = 80^0 C$, досягаючи значення близько 3,77 м/добу, що більше ніж втричі перевищує величину $k_w^{T_{cp}}$ для нормальних умов

$$k_w^T = k_w^{20^0 C} \cdot \theta_T = k_w^{20^0 C} \cdot (-0,000001667T^3 + 0,000037T^2 + 0,0254T + 0,49)$$

Збільшення коефіцієнту вологопровідності призводить до розширення фронту замочування і проникнення води в ті шари ґрунту, які не були ущільнені. Найбільш впливовим в цьому випадку є процес впливу температури води при інфільтрації на збільшення глибини замочування. Результати експериментальних дослідів представлені в табл.2. В знаменнику табл. 2

наведено відношення значення координати фронту замочування при підвищеній температурі води до значення координати фронту замочування при холодній воді, або коефіцієнт впливу температури води, який визначається за формулою: $\beta_T = \frac{y_0^T}{y_0^{20^0}}$. Згідно табл. 2 вертикальна координата фронту замочування поглиблюється як з часом, так і із зростанням температури води для замочування.

Таблиця 1. Залежність коефіцієнта вологопровідності від температури води для замочування

№ зразків	Коефіцієнт вологопровідності k_w^T , м/добу			
	$T = 20^{\circ}C$	$T = 40^{\circ}C$	$T = 60^{\circ}C$	$T = 80^{\circ}C$
1	1,86	2,85	3,22	3,86
2	1,94	2,76	3,56	3,78
3	2,06	2,90	3,86	3,76
4	2,03	2,92	3,68	3,62
5	1,98	2,95	3,32	3,84
Середнє значення коефіцієнта вологопровідності, м/добу				
$k_w^{T_{cp}}$, м/добу	1,97	2,88	3,53	3,77
Показник впливу температури води на коефіцієнт вологопровідності				
θ_T	1,0	1,46	1,79	1,91

Таблиця 2. Розвиток глибини замочування в масиві лесового ґрунту

Температура води замочування	Вертикальна координата фронту замочування / коефіцієнт впливу температури води β_T					
	Тривалість замочування t, діб					
	t=1доба	t=2доби	t=5діб	t=9діб	t=14діб	t=22доби
$T=20^{\circ}C$	2,02 / 1,0	3,14 / 1,0	5,86 / 1,0	8,99 / 1,0	12,57 / 1,0	17,93 / 1,0
$T=40^{\circ}C$	2,73 / 1,35	4,24 / 1,35	7,92 / 1,34	12,13 / 1,35	16,97 / 1,35	24,21 / 1,35
$T=60^{\circ}C$	3,13 / 1,55	4,87 / 1,54	9,09 / 1,55	13,93 / 1,55	19,48 / 1,55	27,79 / 1,55
$T=80^{\circ}C$	3,53 / 1,75	5,49 / 1,75	10,26 / 1,75	15,73 / 1,75	22,0 / 1,75	31,38 / 1,75

Коефіцієнт впливу температури води β_T не залежить від часу замочування і зростає в 1,75 рази лише із збільшенням температури від 20^0 до $80^0 C$.

В результаті вираз для глибини замочування в залежності від температури води має вигляд:

$$y_o^T = y_o^{20^{\circ}\text{C}} \cdot \beta_T = y_o^{20^{\circ}\text{C}} (0,000003125T^3 - 0,000563T^2 + 0,0425T + 0,35).$$

Згідно з наведеними дослідженнями можна зробити висновок, що неврахування впливу підвищеної температури ґрунтової вологи на структурні зв'язки в лесових ґрунтах будь-якого ступеня просадності призводить до значних помилок у визначенні несучої здатності масиву.

В умовах впливу гідротермального чинника, відомі інженерні способи стабілізації лесових ґрунтів виявляються недостатньо ефективними та потребують їх подальшого розвитку. Основними причинами збільшення проявів просідання лесового ґрунту при замочуванні його водою з підвищеною температурою є прискорення розчинності солей та цементуючих речовин в складі лесових ґрунтів та поглиблення замочування і проникнення води в ті шари ґрунту, які не були ущільнені. При аналізі техногенного впливу теплового чинника на просадні лесові ґрунти необхідно враховувати коефіцієнт збільшення вологопровідності θ_T і коефіцієнт впливу температури води β_T на зміну глибини проникнення води, шляхом поєднання експериментальних результатів з даними математичного моделювання інфільтраційних та деформаційних процесів в просадних масивах.

Список використаної літератури

1. Быкова Е.В. Деформации лесовых просадочных грунтов при замачивании холодной и горячей водой / Е.В. Быкова, А.А. Соболев, Г.И. Швецов // Научное творчество студентов и сотрудников: 61-я науч.-техн. конф. студентов, аспирантов и профессорско-преподават. состава. – Барнаул, 2003. – Ч.13: Строит.-технол. фак-т. – С.126.
2. Зуєвська Н.В. Вплив води з підвищеною температурою на інфільтраційні процеси при замочуванні лесових ґрунтів / Н.В.Зуєвська // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». – 2011. – Вип. 20. – С. 17 - 20.

Надійшла до редакції 10.03.2013

Н.В.Зуевская

Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт», Киев

АВАРИЙНЫЕ ЯВЛЕНИЯ НА ГОРОДСКИХ ОБЪЕКТАХ В УСЛОВИЯХ ЛЕССОВЫХ ПРОСАДОЧНЫХ ГРУНТОВ В ПРИСУТСТВИИ ТЕМПЕРАТУРНОГО ФАКТОРА

Рассматриваются причины интенсификации просадочных процессов в лессовых грунтах при замачивании их водой повышенной температуры.

Ключевые слова: просадочный грунт, температура воды для замачивания, влагопроводность, глубина замачивания.

N.V. Zuievskaya

National Technical University of Ukraine «Kiev Polytechnic Institute», Institute for Energy Saving and Energy Management, Kiev

EMERGENCY PHENOMENON ON URBAN OBJECT ON LOESS SOILS IN THE PRESENCE OF TEMPERATURE FACTOR

In the article reasons are examined intensification of settling processes in loessial soils at a soakage by their water of enhanceable temperature.

Key words: settling soils, temperature of water for a moistening, moisture conduction, deep of moistening.

УДК 622.867.658

И.С. КОСТЮК (канд.техн.наук, доц.),

Б.Н. КАЗУБ (студент)

Донецкий национальный технический университет

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ НАПРАВЛЕНИЙ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО РАЗРАБОТКЕ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ ИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА ШАХТЕРОВ

Проанализирована история эволюции технических систем, применяемых на шахте, на примере совершенствования технической системы, используемой для освещения и контроля метана, выделены этапы ее развития и закономерности, которые необходимо учитывать для прогнозирования перспективных направлений развития различных видов горного оборудования.

Ключевые слова: шахта, техническая система, информационная система, закономерности развития, прогнозирование, планирование, шахтная лампа, шахтный светильник, интерферометр.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Темпы развития горного оборудования очень низкие. Особенно, если их сравнивать с темпами развития передовых отраслей, например, компьютерных технологий или коммутационное оборудование. Условия применения горного оборудования предъявляют к ним обязательные требования — это возможность искробезопасной его работы в газовой среде, т.е. необходимо исключить воспламенение последней. Научный интерес в этом отношении представляет история развития шахтного светильника, который раньше использовался для решения двух задач. Во-первых, эта техническая система служила источником света и во-вторых, позволяла контролировать содержание метана в рудничной атмосфере. Другой причиной, и не менее важной, на наш взгляд, является слабое знание истории развития технических систем, используемых в горном производстве и не использование закономерностей и тенденций их развития для прогнозирования разработки наиболее производительных горных машин и рациональных технологий добычи угля.

Такое пренебрежение историей обусловлено тем, что в этом направлении исследований нет четко разработанных подходов и методологии, т.е. нет методик, которые бы определяли как необходимо изучать историю и какие параметры развития горной техники и технологий необходимо прогнозировать на будущее, чтобы результаты этих исследований были полезны для развития технического прогресса в горнодобывающей отрасли.

Анализ исследований и публикаций. Из работ Альтшуллера Г.С. [1,2] известно, что все технические системы когда-то придумываются, используются человечеством определенное время, причем интенсивность их использования за этот период закономерно изменяется и после чего они деградируют и погибают. Знание особенностей закономерности развития технических систем необходимо для выяснения резервов их развития и определения целесообразности дальнейшего совершенствования или создания принципиально новых решений [3]. Определенный научный интерес представляет рассмотрение этих закономерностей на примере технических систем, которые применяются в шахте, а конкретно это шахтные лампы и шахтные интерферометры.

В работе [5,6,8,10] показана история создания и развития шахтных технических систем. Причины создания светильников и газоанализаторов, первые инженерные мысли и разработки.

По данным работ [5,6,8], Лампа Дэви претерпела ряд технических усовершенствований до тех пор, пока не пошло ответвления развития шахтных техничес-

ких систем. Благодаря этому и появились аккумуляторные светильники и современные газоанализаторы. Их разновидности можно увидеть в таб.1. В энциклопедии [5,8], указаны модели и названия, а так-же периоды развития технических систем. По этим данным можно выделить закономерность развития данных систем, а так-же прогнозировать дальнейшее их развитие, что авторы и попытались сделать в работе [9]. В то же время эта работа является первым шагом научных исследований в данном направлении и требует дальнейшего развития и конкретизации.

Постановка задач исследований. Выявление закономерностей развития технических систем на шахте, позволяющих использовать результаты этих исследований для прогнозирования перспективных направлений их эволюции в будущем.

Изложение основного материала и результаты. Изучение и разведка недр, определение глубины залегания полезных ископаемых, затем разработка проекта строительства шахты, а также само строительство шахты составляют несколько десятков лет. В общем случае только строительство шахты и вывод ее на проектную мощность на пластах, залегающих на глубине с выше 1000 м, занимает около 15–20 лет. Если сопоставить скорость строительства шахты с темпами технического и технологического прогресса, то прекрасно видно, что строгое следование проекту приведет к строительству шахты уже заведомо отстающей от технического прогресса. [11].

Для достижения поставленной цели, рассмотрим историю возникновения некоторых шахтных технических систем, а именно их разновидности, которая дополнительно выполняет роль информационной системы. [5,6,10].

Информационной системой называется, система, позволяющая создавать, хранить, получать и обрабатывать информацию, а также обмениваться ею. В связи с этим к первым шахтным информационным системам можно отнести и рудничные лампы, которые помимо су-то технической функции — освещения горных выработок, впервые давали информацию о содержании в ней метана.

Собственно шахтёрские лампы появляются в Западной Европе и России к XVIII в. Первые переносные светильники шахтные факельного и фонарного типа ("Бог помощь", "Благодать"), заправленные сурепным маслом, можно было крепить к деревянным стойкам шахтных крепей, устанавливая в нишах. Такие светильники использовали как в России, так и за рубежом до 1815, пока на Ньюкаслских копях не произошёл ряд крупных катастроф (1809, 1812, 1815), вызванных взрывами гремучего газа, воспламенявшегося от пламени осветительных ламп. Поэтому дальнейшее совершенствование шахтерских ламп шло по двум основным направлениям: изоляция открытого пламени от газа и усовершенствование конструкции для использования более безопасного горючего материала для ламп. [6].

Эта причина содействовала созданию принципиально новой конструкции предохранительной лампы для шахт с повышенным содержанием взрывоопасных газов, т.е. лампы Дэви (по имени английского химика Гемфри Дэви, 1815). Необходимый эффект достигался использованием специальной металлической сетки (156 ячеек на 1 см²), устанавливаемой на обычной масляной лампе, а в некоторых конструкциях шахтных светильников — и подачей во взрывчатую смесь, притекающую к лампе, различных нейтральных газов (например, азота и уголекислоты), выделяемых из продуктов горения (подобные светильники шахтные гасли в среде взрывчатых газов). [5,6,7,8]. Дэви заметил, что если пламя накрыть достаточно густой медной сеткой, то последняя, поглощая значительное количество тепла, будет настолько охлаждать продукты горения, что пламя не будет распространяться по другую сторону сетки, хотя часть не сгоревших (вследствие охлаждения пламе-

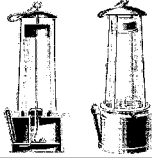


ни) паров и газов и будет проникать туда сквозь её отверстия, так что их можно зажечь. Действие металлической сетки, препятствующее распространению горения, можно видеть и из такого опыта, например: если держать сетку над открытым газовым рожком и зажечь газ поверх её, то пламя будет держаться над сеткой и не распространится вниз по направлению к рожку. На этом свойстве металлической сетки Дэви основал устройство своей предохранительной лампы. Это небольшая металлическая масляная лампа, в которой верхняя часть светильника, а, следовательно, и пламя окружены цилиндром из проволочной сетки. Внутреннее пространство этого цилиндра как для выхода из него продуктов горения, так и для притока к пламени свежего воздуха не имеет иного сообщения с окружающей атмосферой, как через посредство медной проволочной сетки. В случае внесения такой лампы в атмосферу какого-либо горючего газа последний, конечно, тотчас проникнет внутрь сетки к пламени и от него воспламенится; но горение его при этом ограничится лишь внутренним пространством лампы, окружённым сеткой, и не передастся всей остальной массе газа. [5,6,8,10].

В Германии чаще других употребляется лампа фирмы Вольф в Цвиккау; она снабжена затвором, который открывается только с помощью тяжёлого магнита. Шахтёрская лампа Вольфом нашла широкое распространение в России. Лампу Вольфа шахтёры окрестили «Благодетельница». Она спасла тысячи жизней. Весила такая лампа 1 кг, в 1914 году стоила 2,5 рубля. Расходовала лампа 0,17 фунта бензина в смену. Цена пуда бензина тогда была 0,6–1,8 рубля. [5].

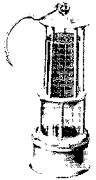
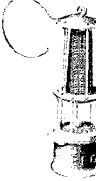
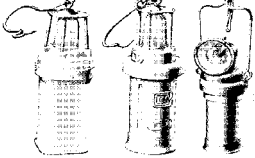
Затем лампа Дэви претерпела ряд видоизменений и усовершенствований пока не превратилась в современный шахтный аккумуляторный светильник и современный газоанализатор. Этапы совершенствования лампы как информационной системы, т.е. предоставляющей информацию о количестве газа в воздухе и как технической системы, т.е. предназначенной только для освещения представлены в таблицу. [9].

Как видно из таблицы первоначально шахтный светильник выполнял одновременно две функции: освещал рабочее пространство и сигнализировал об опасной концентрации метана в атмосфере рабочего пространства. В процессе эволюции светильника эти функции обособились и для освещения были разработаны аккумуляторные светильники, а для контроля газа — интерферометры и газоанализаторы.

Таблица 1 - Этапы развития шахтных светильников и интерферометров

Оборудование	Годы применения	Особенности конструкции	Предназначение	Внешний вид
Лампа Дэви	1815 г.	Пламя накрывалось достаточно густой медной сеткой и пламя не распространялось на внешнюю ее сторону.	Освещение и контроль метана	
Лампа Зейпеля	1880 г.	Лампа была снабжена цилиндром из толстого стекла. Вместо масла в качестве осветительного материала стали употреблять бензин, который дает больше света. Особый затвор, не давал возможность рабочему открыть лампу в шахте, если же лампа случайно гасла, то ее зажигали с помощью особого огня, дающего искру внутри лампы.	Освещение и контроль метана	
Лампа Шено	Конец XIX в.	Спиртовая лампа, в которой приток шахтного воздуха в нее и выход из лампы продуктов горения происходили разными путями. Это, во-первых, препятствовало сильному нагреванию лампы, во-вторых — приводило к уменьшению высоты пламени, что позволяло применять индикатор для определения больших концентраций метана до 6%.	Освещение и контроль метана	

Продолжение таблицы 1.

Оборудование	Годы применения	Особенности конструкции	Предназначение	Внешний вид
Лампа Вольфа	Начало XX в.	Снабжена специальным магнитным затвором, который можно открывать только на поверхности с помощью тяжелого магнита свыше 10 кг. Расходовала лампа 0,17 фунта бензина в смену. Цена пуда бензина тогда была 0,6–1,8 рубля.	Освещение и контроль метана	
Лампа бензиновая шахтная (ЛБШ)	Середина 1940-х гг. до начала 1960-х гг.	Шахтная лампа, работающая на бензине.	Освещение и контроль метана	
Аккумуляторные лампы: «Конкордия» (Великобритания); ЛАУ-1, светильник технадзорный ЛАТ-1 (завод «Свет шахтера»)	С 1912 года; С 1932 г. по 1960 г.	Аккумуляторная лампа, работала по принципу накопления энергии.	Только освещение	

Оборудование	Годы применения	Особенности конструкции	Предназначение	Внешний вид
Интерферометр (ШИ10/11)	60-е годы XX в.	Предназначены для определения содержания метана и углекислого газа в рудничном воздухе, где максимальное содержание газов (местные скопления) допускается до 6%.	Только контроль метана	
Шахтный головной аккумуляторный светильник с лампой накаливания (ЛАГ-1) и (ЛАС-6) с люминесцентной лампой	60-е годы XX в.	Применяются как надежный источник индивидуального освещения в сложных и опасных условиях шахт, опасных по газу и пыли.	Только освещение	
Метанометр (МРП-1)	80-е годы XX в.	Позволяет непрерывно автоматически измерять объемную долю метана в воздухе, показывать цифровую индикацию измеряемой величины и выдавать звуковую и световую сигнализацию при достижении установленного значения объемной доли метана	Только контроль метана	
Светильник головной шахтной серии СМГВ	Начало XXI в.	Имеет встроенный радиосигнализатор предназначенный для обеспечения индивидуального подземного аварийного оповещения и персонального вызова шахтеров и также имеет встроенный метансигнализатор, который дополнительно обеспечивает сигнализацию при достижении концентрации метана выше установки срабатывания.	Освещение, контроль метана и определение местонахождения шахтера	

Дальнейшие опыты показали, что наиболее чувствительным к наличию метана является пламя спирта. Это наблюдение использовал немецкий горный инженер Пиллер (*Pieler*), сконструировавший в 80-х годах XIX века индикаторную лампу, носящую его имя — индикатор Пиллера. Такая лампа широко использовалась на шахтах Германии и Франции, однако имела целый ряд недостатков (при концентрации метана более 3% лампа сильно разогревалась, а высота пламени достигала крышки лампы).

Недостатки индикаторной лампы Пиллера попытался устранить горный инженер Шено (*Chesneau*) — член французской комиссии по исследованию рудничного газа. Конструкция лампы Шено отличалась тем, что приток шахтного воздуха в лампу и выход из нее продуктов горения происходили разными путями, так что, в отличие от лампы Пиллера, они не смешиваются. Это, во-первых, препятст-

вовало сильному нагреванию лампы, во-вторых — приводило к уменьшению высоты пламени, что позволяло применять индикатор для определения больших (до 6%) концентраций метана. [5,6,7,8].

Лампа Вольфа послужила прототипом предохранительной бензиновой лампы «Свет шахтёра», применявшейся у нас для замера концентраций метана вплоть до 60-х годов XX века.

В начале XX века, параллельно применялись два образца ламп. ЛБШ — лампа бензиновая шахтная и первые аккумуляторные лампы. Аккумуляторная лампа, работала по принципу накопления энергии, с целью последующего ее использования только для освещения. Бензиновая лампа ЛБШ уже не использовалась для освещения и применялась только в качестве индикатора для замера газов в подземных выработках. С ее помощью определялось не только наличие, но и примерное количественное содержание метана в рудничной атмосфере. И для аккумуляторной и для бензиновой лампы основной целью являлось освещение, но лишь ЛБШ использовали также и для определения содержания метана в рудничном воздухе. Уже к началу 60-х годов XX века лампы ЛБШ заменили шахтные газоанализаторы (или интерферометры). Интерферометры типа ШИ-10/11 предназначены для определения содержания метана и углекислого газа в рудничном воздухе действующих проветриваемых горных выработок шахт, где максимальное содержание углекислого газа или метана (местные скопления) допускается до 6%. Применяются для контроля рудничной атмосферы при ведении горноспасательных работ, в трубопроводах шахтных и дегазационных системах, в колодцах, промышленных котлах и резервуарах. Аккумуляторная лампа применялась для освещения в рудничной среде, до тех пор, пока их уже не заменили «Шахтерские фонари» или они же «коногонки». Так простонародно называли шахтеры шахтные светильники, которые современный вид приобрели в 1952 году, когда на заводе «Свет Шахтёра» было организовано специальное конструкторское бюро. С 1960 года завод освоил выпуск новых шахтёрских ламп.

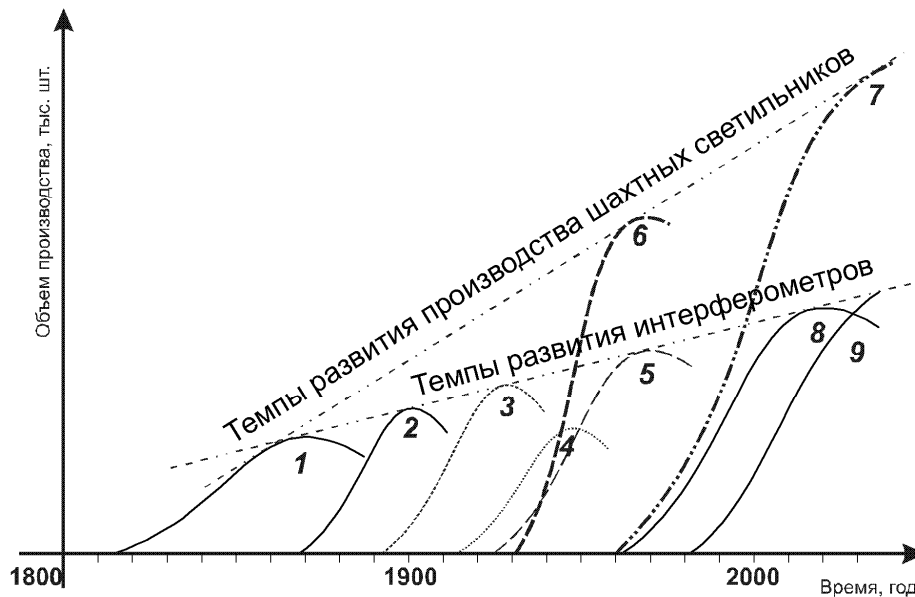
И теперь уже новая «коногонка» стала главным традиционным источником света для шахтёров. Со временем светильники совершенствовались, но конструкция их пока остаётся неизменной. Светильники шахтные головные индивидуальные аккумуляторные применяются как надежный источник индивидуального освещения в сложных и опасных условиях шахт, опасных по газу и пыли. [10].

В настоящее время для определения концентрации метана в рудничной атмосфере продолжают применяться интерферометры типа ШИ-11. Однако более современной и прогрессивной информационной системой являются метанометры рудничные переносные МРП-1. Они предназначены для непрерывного автоматического измерения объемной доли метана в воздухе, цифровой индикации измеряемой величины и выдачи звуковой и световой сигнализации при достижении установленного значения объемной доли метана. [5,6,8,10].

Совместим на графике жизненные циклы всех рассмотренных технических систем, рис. 1, которые использовались в шахте для освещения и контроля содержания метана в воздухе.

Как видно из рис. 1, технические системы возникали последовательно, т.е. возникновение новой технической системы приводило к постепенному прекращению существования старой. Если на графиках соединить точки максимального использования технической системы то, получается зависимость, благодаря которой можно прогнозировать тенденции в изменении темпов потребления технической системы в будущем. Помимо того, проанализировав продолжительность существо-

вания каждой технической системы можно установить закономерности, которые также можно будет использовать для прогноза будущих событий. [4,9].



- 1 — лампа Дэви; 2 — лампа Пиллера; 3 — лампа Шено; 4 — лампа Вольфа; 5 — ЛБШ;
6 — аккумуляторные лампы; 7 — шахтный аккумуляторный светильник;
8 — интерферометр; 9 — метанометр

Рисунок 1 — Жизненные циклы технических систем, которые использовались в шахте для освещения и контроля содержания метана в воздухе

Выводы. Анализ примеров эволюции информационных систем для контроля содержания метана в рудничной атмосфере показал, что:

1. Изучение истории развития тех или иных технических систем позволяет выявить общие закономерности в их эволюции, которые можно использовать для прогнозирования наиболее перспективного направления их развития и определения количества их использования в будущем.

2. Исключение ошибок прогнозов и повышение надежности прогнозирования темпов развития технической системы позволит разработку методики систематизированного ее изучения, которая поможет установить этапы эволюции конкретной технической системы и закономерности данного процесса.

3. Результаты таких прогнозов можно использовать для планирования новых направлений научных исследований, планирования ассортимента и мощности заводов, производящих технику и оборудование для шахт, а также учитывать выявленные тенденции и закономерности эволюции для более точного проектирования реконструкции старых шахт и строительства новых шахт, в смысле принятия правильных решений относительно того, какое горное оборудование будет интенсивно использоваться в будущем для ведения горных работ.

Список использованной литературы

1. Альтшуллер Г.С. Найти идею. Введение в теорию решения изобретательских задач / Г.С.Альтшуллер. — Новосибирск: Наука, 1986. — 209 с.
2. Альтшуллер Г.С. Творчество как точная наука / Г.С.Альтшуллер. — М.: Сов. Радио, 1979 — 176 с.

3. Сапицкий К.Ф. Основы научно-технического творчества молодежи. / К.Ф.Сапицкий, И.Ф.Ярембаш, В.Ф.Андрушко и др.; Под ред. Б.Т.Пономаренко. — К.: УМК ВО, 1993. — 184 с.
4. Рапацевич Е.С. Словарь-справочник по научно-техническому творчеству / Е.С.Рапацевич. — Мн.: ООО «Этоним», 1995. — 384 с.
5. Пантюхин В.П. Светильник шахтный / В.П.Пантюхин // Горная энциклопедия. / Гл. ред. Е.А.Козловский. — М.: Сов. Энциклопедия. Т.4. Ортин — Социосфера. 1989. С. 466–469.
6. Шахтные светильники. [Электронный ресурс]: Музей отрасли / Электронное периодическое издание "Отраслевой портал "Российский уголь". — Режим доступа: <http://www.rosugol.ru/museum/lamp.php>.
7. История горной промышленности США. [Электронный ресурс]: Фотогалереи — Режим доступа: <http://miningwiki.ru/wiki/>
8. Шахтерская лампа. История 28 декабря 2007 года. [Электронный ресурс]: Главная / Энциклопедия. — Режим доступа: <http://infodon.org.ua/pedia/188>.
9. Казуб Б.Н. Влияние истории эволюции шахтных технических систем на ускорение развития горной отрасли в будущем / Б.Н.Казуб, И.С.Костюк // Проблемы управления производственно-экономической деятельностью субъектов хозяйствования: Сб. научн. работ VI междунар. научн. конф. молод. уч. и студ., 19 апреля 2012 г., г.Донецк, ДонНТУ. — Т.1. — Донецк: ДонНТУ, 2012. — С. 252–258.
10. Орлов Н.В. Пособие по горноспасательному делу / Н.В.Орлов, М.Н.Судиловский — М.: Недра, 1976. — 220 с.
11. Воробьев Б.М. Основы Горного дела / Б.М.Воробьев, А.П.Бобылев; Под общ. ред. акад. А.М.Терпигорева. — М.: Углетехиздат, 1958. — 320 с.

Надійшла до редакції 28.03.2013

I.S. Kostyuk, B.N. Kazub
Донецький національний технічний університет

ПРОГНОЗУВАННЯ НАПРЯМКІВ НАУКОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ПО РОЗРОБЦІ ІНДИВІДУАЛЬНИХ ІНФОРМАЦІЙНИХ СИСТЕМ ДЛЯ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕКИ ПРАЦІ ШАХТАРІВ.

Проаналізована історія еволюції технічних систем, які застосовувались на шахті, на прикладі вдосконалення технічної системи, використовуваної для освітлення і контролю метану, виділені етапи її розвитку і закономірності, які необхідно враховувати для прогнозування перспективних напрямів розвитку різних видів гірничого устаткування.

Ключові слова: шахта, технічна система, інформаційна система, закономірності розвитку, прогнозування, планування, шахтна лампа, шахтний світильник, інтерферометр.

I.S. Kostyuk, B.N. Kazub
Donetsk National Technical University

Analyzed the history of the evolution of technical systems used at the mine, as an example to improve the technical system used to control lighting and methane distinguishes stages of its development and the laws that need to be used to predict future trends in the development of various types of mining equipment.

Keywords: mine, technical systems, information systems, patterns of development, forecasting, planning, mine bulb, mining lamp, the interferometer.

УДК 368.013: 622.012

О.В. КАЛІНІЧЕНКО (канд. екон. наук., доц.)

ДВН «Криворізький національний університет»

ОСОБЛИВОСТІ МЕХАНІЗМУ ОПТИМІЗАЦІЇ ТА УПРАВЛІННЯ СТРАХОВИМИ РИЗИКАМИ НА ГІРНИЧОВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

Удосконалено теоретичні та методичні положення щодо визначення особливості механізму оптимізації та управління страховими ризиками на підприємствах гірничовидобувного комплексу, що є основою для підвищення ефективності діяльності страхових організацій.

Ключові слова: оптимізація, управління, страхові ризики, гірничовидобувні підприємства.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Теоретичні дослідження та практичний досвід дають змогу стверджувати, що механізм оптимізації та управління страховими ризиками на гірничовидобувних підприємствах повинен враховуватися як на стадії вивчення складу ймовірних страхових послуг, які надає страхова компанія, так і на стадії встановлення договірних відносин між об'єктами страхових відносин (страховиком та страхувальником).

Аналіз досліджень та публікацій. Теоретичними та методичними питаннями з оптимізації та управління ризиками займалися багато вчених як в Україні, так і за кордоном. Вагомий внесок в розвиток теорії економічної оцінки існуючих ризиків внесли праці Л.І.Абалкіна, Є.В.Афанасьєва, Л.В.Варави, В.В.Вітлінського, В.Н.Кочеткова, В.К.Мочерного, В.Я.Нусінова, Н.В.Мельникова, С.В.Максимова, А.М.Турила, О.Л.Устенка, О.І.Ястремського та ін.

Однак питання оптимізації та управління страховими ризиками у страхуванні підприємств гірничовидобувного комплексу відрізняються від управління ризиками в інших сферах бізнесу, що зумовлено специфічністю самого страхування таких підприємств.

Постановка завдання. На сьогоднішній день недостатньо розробленими залишаються питання оптимізації та управління страховими ризиками на гірничовидобувних підприємствах, що є необхідним для забезпечення ефективної страхової діяльності у сучасних ринкових умовах. Не знайшли достатнього висвітлення в науковій літературі теоретичні аспекти та методичні підходи до оптимізації та управління страховими ризиками. Сучасний стан розробки проблеми потребує систематизації та узагальнення її теоретико-методичних і прикладних аспектів.

Страхова компанія має постійно слідкувати за зміною ризику в тих чи інших галузях (сферах), вести відповідний статистичний облік, аналізувати й обробляти інформацію. З цією метою страхові компанії використовують систему управління ризиками, яка включає низку різноманітних заходів, що дозволяє певною мірою передбачити їхні наслідки та розмір збитку, який потрібно відшкодувати.

Сьогодні витрати на страхування підприємств у розвинутих промислових країнах варіюють від 1 до 20% обсягу щорічних продаж залежно від галузі, місцезнаходження фірми тощо. Гірничовидобувна промисловість, з її мінливим попитом на залізорудну сировину на світових ринках, є найбільш вразливою галуззю вітчизняної промисловості.

Викладення матеріалу та результати. Управління ризиком покликане забезпечити оптимальне для підприємства співвідношення прибутку (приросту ринкової вартості) та ризику, його прийнятний (допустимий) рівень. Необхідною умовою для розв'язання проблеми ризику є чітке усвідомлення цілей діяльності фірми. Виходячи з конкретних цілей, повинні виконуватись збір, обробка та аналіз інформації про зовнішнє середовище, про вну-

трішні показники фінансової, виробничої, комерційної діяльності фірми в минулому та в поточному періоді, здійснюватися прогнози щодо майбутнього.

Інформація швидко старіє, а тому суб'єкт прийняття рішення повинен оперативної, динамічно реагувати на її надходження, водночас оцінюючи якість інформації й здійснюючи її моніторинг.

Найбільш численну групу складають ризики, які можна застрахувати. Щоб встановити, чи є даний ризик страховим застосовують такі критерії:

>ризик, що включається в розмір відповідальності страховика, має бути з високим рівнем ймовірності;

>ризик має виступати як випадковий, тобто небезпека не повинна бути відома ні в просторі, ні за часом, ні за розміром;

настання страхового випадку, яке виражається в реалізації ризику, не повинно залежати від волевиявлення страховика або інших зацікавлених осіб;

страхова подія не може мати розмірів катастрофічного лиха, тобто охоплювати масу об'єктів у рамках величезної страхової сукупності, спричинюючи масові збитки.

Сукупність страхових ризиків складає обсяг страхової відповідальності за договором страхування, який виражається за допомогою страхової суми договору. Ціна ризику в грошовому виразі оцінюється тарифною ставкою, яка, переважно, розраховується на 100 грошових одиниць страхової суми або в процентах до її абсолютної величини.

Менеджер може передати на утримання страховій компанії такі види ризиків:

- ризик пошкодження/знищення майна внаслідок пожежі, стихійного лиха, технологічної аварії тощо;

- ризик повної/часткової (тимчасової) втрати працездатності співробітником підприємства під час виконання службових обов'язків внаслідок нещасного випадку;

- ризик, пов'язаний з необхідністю відшкодування збитків, що їх зазнала третя особа внаслідок певних дій (відсутності необхідних заходів) з боку підприємства, його співробітників, а також ризик збитків, спричинених даному підприємству некваліфікованими (нечесними) діями його співробітників;

- фінансово-комерційні ризики, які можуть реалізуватися у вигляді недоотримання прибутку, збільшення періоду кругообігу коштів тощо в результаті дії зовнішніх непередбачуваних чинників.

Страховик, отримуючи плату за страхову послугу, приймає на свою відповідальність ризик. Він має компенсувати наслідки реалізації цього ризику, але в розмірі, що не перевищує розмір страхової суми. (Страхова сума є мірою зобов'язань з боку страховика.) Таким чином реалізується ризикова функція страхування.

Страховик здійснює відшкодування збитків завдяки замкненому перерозподілу грошової форми вартості між учасниками страхування — юридичними, а також фізичними особами, які наражаються на однотипний ризик. Відношення щодо страхових виплат мають ймовірнісний характер, оскільки попередньо невідомо, коли відбудеться страхова подія, якою буде її сила та кого із застрахованих вона зачепить.

Слід підкреслити, що страхування компенсує збитки (їх частину) у грошовій формі, а не відшкодовує товарно-матеріальні цінності, а тому не може повністю усунути ризик затримки відтворювального процесу. У той же час в рамках дії превентивної функції страхування ймовірність реалізації ризику може бути зменшена, наприклад, в результаті встановлення страховиком протипожежного обладнання на підприємстві, що страхує в нього своє майно. Використовуючи систему зни-

жок (надбавок) до страхової премії, страховик може стимулювати клієнта вживати необхідні заходи щодо можливого зменшення рівня ризику (збереження його на певному рівні). Інформація, що її отримує потенційний страхувальник під час оцінки ризику страховиком, може бути використана для прийняття подальших рішень щодо управління ризиком.

Обираючи стратегію та тактику управління ризиком, менеджер повинен дотримуватись таких основних принципів:

- недоцільно ризикувати більшим заради меншого;
- недоцільно ризикувати більше, ніж це дозволяють власні засоби (капітал тощо);
- необхідно заздалегідь піклуватися (здійснювати прогноз) відносно можливих (імовірних) наслідків ризику, особливо на світових сировинних ринках.

Складові процесу управління ризиком визначаються залежно від сфери діяльності підприємства, притаманних йому ризиків, наявних ресурсів, особистої майстерності, професіоналізму, схильності до ризику менеджменту (суб'єкта прийняття рішення).

Узагальнено процес управління страховим ризиком представлено у вигляді блок-схеми на рис. 1.

Страхова компанія веде відповідний статистичний облік та обробку зібраної інформації, на основі якої визначає всі ризикові обставини, що характеризують параметри ризику. Результатом є прийняття рішення, до якої ризикової групи слід віднести той чи інший об'єкт. Середня величина ризикових обставин - це середній ризиковий тип групи, яка використовується як міра порівняння.

Аналіз ризику - комплексна діагностика ризиків за допомогою різних методів: емпіричного, статистичного, спостереження, документального обліку та ін. Він дозволяє визначити потенційний вплив ризику на об'єкт страхування, а також теоретичну ймовірність того, що небезпека реалізується.

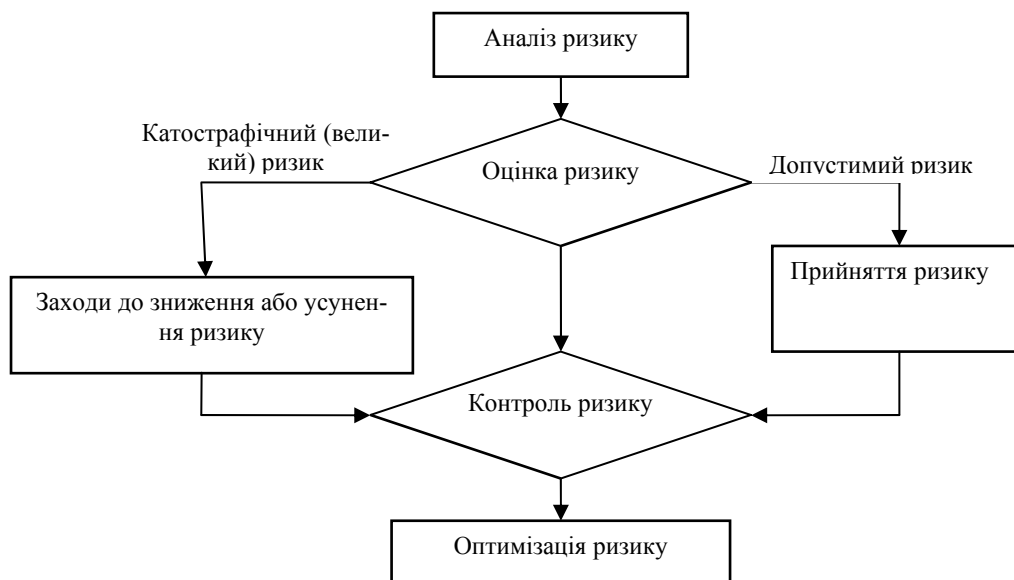


Рис. 1. Узагальнена блок-схема процесу оптимізації та управління страховим ризиком.

Оцінка ризиків здійснюється за допомогою актуарних розрахунків, які передбачають застосування статистичних і математичних методів.

Контроль за ризиком призначений для часткового або повного усунення ризиків при оптимальному співвідношенні різних способів: усунення ризику, зменшення, локалізації або поділу. Ризик можна контролювати ще до самої події.

Висновки. В результаті ґрунтовного якісного та кількісного аналізу засобів управління страховим ризиком, страхова компанія, на наш погляд, спираючись на отримані дані, повинна обрати один із засобів управління ризиком. В разі гірничовидобувних підприємств це може бути:

- * усунення;
- * прийняття;
- * оптимізація.

З рис. 1 видно, що запропонована блок – схема процесу оптимізації та управління страховим ризиком дозволить:

1. Попередити та мінізувати збитки страхової компанії.
2. Забезпечити відповідність ймовірності ризику та розміру страхових тарифів.
3. Створити фонди для гарантованого повного відшкодування збитку.
4. Забезпечити стабільну роботу підприємств гірничовидобувної галузі.

Список использованной литературы

1. Вітлінський В. В., Верченко П. І. Аналіз, моделювання та управління економічним ризиком: Навч.-метод. посібник для самост. вивч. дисц. — К.: КНЕУ, 2000. — 292 с.
2. Вовчак О.Д. Страхування: Навч. посібник. – Львів: „Новий світ – 2000”, 2004. - 480с.

Надійшла до редакції 01.04.2013

Е.В. КАЛИНИЧЕНКО
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ОСОБЕННОСТИ МЕХАНИЗМА ОПТИМИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ СТРАХОВЫМ РИСКАМ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Усовершенствованы теоретические и методические положения по определению особенностей механизма оптимизации и управления страховыми рисками на предприятиях горнодобывающего комплекса, что является основой для повышения эффективности деятельности страховых организаций.

Ключевые слова: оптимизация, управление, страховые риски, горнодобывающие предприятия.

O.V. Kalinichenko
DVYZ "Kriviy Rig National University"

FEATURES OF THE MECHANISM OF OPTIMIZATION AND MANAGEMENT OF INSURANCE RISKS AT MINING ENTERPRISES

Improved theoretical and methodological position to identify the special features of optimization and management of insurance risks in the mining industry, which is the basis for improving the effectiveness of the insurance companies.

Keywords: optimization, management, insurance risks, the mining company.

УДК 622.81:614.833.5

С.А. КАЛЯКИН (д-р техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ПОЖАРОВЗРЫВООПАСНОСТЬ УГЛЯ И ПЫЛЕГАЗОВЫХ СМЕСЕЙ В ШАХТАХ

В статье приведены критический анализ основных положений пожаровзрывоопасности угля и его пылевидных фракций в выработках и исследования термохимических показателей угольного вещества. Установлено, что угольное вещество является нестабильным соединением, склонным к саморазложению вследствие отрицательной теплоты образования угольных макромолекул. Образующиеся при разрушении угля наночастицы угольной пыли пирофорны и могут самовозгораться как в местах скопления пыли, так и в виде пылегазовых аэрозолей. В результате уточнен механизм самовозгорания угля и спонтанных взрывов пылегазовой среды - аэрозолей в угольных шахтах.

Ключевые слова: уголь, угольная пыль, наночастицы, аэрозоль, теплота образования угля, кислородный индекс, метастабильность, самовозгорание, пирофорность, взрыв.

Введение. Уровень производственного травматизма на угольных шахтах Украины в XXI веке по-прежнему остается высоким. По статистическим данным МУП Украины и Государственного комитета по промышленной безопасности, охране труда и горному надзору на угольных шахтах в период с 2000 по 2009 годы произошло 670 аварий [1]. Смертельный травматизм шахтеров на 1 млн. т добычи угля в эти годы составляет 2,0...2,5 чел. Основная часть шахтеров гибнет в шахтах при взрывах газа и угольной пыли (около 22%), пожарах (около 3%) и газодинамических явлениях – выбросах угля, породы и газа (около 4%). Общее число аварий, связанных с пожарами, взрывами газа, пыли и внезапными выбросами в угольных шахтах составляет примерно 50% от общего числа всех аварий в шахтах.

Таким образом, решение проблемы предотвращения взрывов, пожаров и обеспечение безопасных условий труда в угольных шахтах относится к приоритетным по национальным масштабам проблемам.

Анализ последних публикаций показал, что в глубоких угольных шахтах Донбасса, уровень смертельного травматизма устойчиво высокий, несмотря на то, что годовая добыча угля на Украине составляет примерно 80 млн. т. Долгое время мировым лидером по уровню смертельного травматизма в угольной промышленности был Китай. Однако в 2006 году правительство Китая, в связи со сложившейся критической ситуацией в горной отрасли, ежегодно на шахтах погибало от 5000 до 7000 шахтеров, одобрило подготовленную консультантами Asian Development Bank программу исследований и план разработки стратегии обеспечения безопасности в угольных шахтах.

Для реализации программы по исследованиям и подготовки специалистов для угольных шахт было выделено 600 млн. долл. США. В целом разработка плана включала три этапа действий по обеспечению безопасности работ в угольных шахтах:

- предварительный анализ и оценка текущей ситуации;
- обзор и анализ международного опыта;
- разработка стратегии и оценка факторов, действующих на безопасность угольных шахт.

В основе проведенных в Китае исследований лежат разработка и внедрение эффективных способов борьбы с пожарами, взрывами газа и пыли в шахтах. За последние годы число взрывов и пожаров на угольных шахтах Китая резко снизилось за счет внедрения передовых способов борьбы со взрывами газа, пыли и пожарами.

Поэтому можно считать, что только решение проблемы борьбы со взрывами и пожарами на угольных шахтах Украины позволит сделать качественный скачок в обеспечении безопасности работ в шахтах, опасных по газу и взрывам угольной пыли.

Целью работы являются исследование пожаровзрывоопасности угля, его пылевоздушных смесей с горючими газами и оценка опасности наночастиц угольной пыли при воспламенении пылегазовых аэрозолей.

Материалы исследований. Запыленность воздуха в угольных шахтах предопределяется технологическими факторами: механизация и интенсивность проведения горных работ, способами и системой разработки угольного пласта, а также природными свойствами угля – выбросоопасность, газоносность, влажность, которые формируют его пылеобразующую способность.

Особую роль запыленность воздуха в шахте играет в вопросе промышленной безопасности как во влиянии на профессиональные вредности здоровья шахтеров, так и на взрывоопасность среды в горных выработках.

Взрывоопасность запыленного воздуха в шахте определяется концентрацией угольной пыли и мощностью источника воспламенения, действующего на образовавшуюся пылевоздушную смесь (ПВС).

Фактическая запыленность воздуха в очистном забое при интенсивной добыче угля достигает значений концентрации витания мелких частиц пыли в воздухе – $C_{в.н.} = 5 \text{ г/м}^3$ в нескольких метрах от комбайна. [2]. При работе на комбайнах средств пылеподавления это значение концентрации уменьшается примерно в 10 раз. Тем не менее, при работе угольных и проходческих комбайнов установлено, что в воздух поступает от 5% до 10% от общего количества разрушаемого угля разных по размерам частиц пыли [3]. При интенсивности отбойки угля очистным комбайном равной 2,5 т/мин. получается, что удельное пылевыделение (C_y) в зоне рабочего органа комбайна может находиться в пределах от 125 кг/т.мин. до 250 кг/т.мин. На выбросоопасных пластах, склонных к выбросам угля и газа, запыленность воздуха в забоях лав и подготовительных выработок может быть еще более высокой за счет газодинамических явлений.

Эти значения пылевыделения при работе комбайна в очистном забое можно перевести в концентрацию пыли, образующуюся в зоне работы комбайна. Предположим для угольного пласта мощностью 1.5 м, сечение лавы около 4 м^2 , а скорость воздуха, обтекающего комбайн около 4 м/с. Тогда в зоне работы комбайна ежесекундно может образоваться концентрация угольной пыли равная $C_n = 87...174 \text{ г/м}^3$. Далее концентрация пыли резко падает, однако концентрации витающей угольной пыли в зоне работы комбайна могут быть взрывоопасными, если они превышают нижний концентрационный предел взрываемости угольной пыли в воздухе ($C_{н.к.п.}$). В связи с этим степень опасности горных выработок по взрывам пыли и газа должна определяться с учетом общей концентрации угольной пыли, образованной в зоне работы комбайна, а не по величине отложения пыли на стенках подготовительных и очистных выработок. Кроме того отложения пыли в выработках и выработанном пространстве подготовительных участков и лав представляют еще и дополнительную опасность, в связи с возможностью возникновения подземных пожаров от самовозгорания угольной пыли. Кроме того с глубиной разработки и повышением напряженного состояния горного массива при разрушении угля существенно возрастает доля наночастиц в угольной пыли, которые обладает высокой поверхностной энергией, пирофорностью и легко разносятся воздухом по выработкам. Все эти факторы требуют достоверной оценки пожаровзрывоопасности угольной пыли в горных выработках шахт.

Взрывоопасной угольной пылью является пыль с содержанием летучих веществ более 10%. Границы взрываемости угольной пыли достаточно широкие и включают интервал концентраций пыли в воздухе от 10 г/м^3 до 3000 г/м^3 . При реализации механизма взрыва угольной пыли различают три фазы взрыва:

- воздействие воздушной ударной волны, которое вызывает турбулентную неравномерность концентрации пыли, и взвешивание отложений пыли в выработке, что определяет размеры пылевого облака;

- воздействие нагретого ударной волной воздуха и пламени на угольную пыль при-

- водит к тому, что угольное облако воспламеняется; воспламенению предшествует пиролиз и дегазация угольных частиц, выделяющих горючие газы, образующих с воздухом взрывчатую смесь, воспламеняющуюся при высокой температуре;

- догорание частиц угольной пыли после взрыва газа с образованием продуктов неполного сгорания в виде оксида углерода, который способен воспламеняться при поступлении в выработку свежего воздуха.

При таком механизме взрыва угольной пыли в выработке предполагается, что в качестве инициатора взрыва выступает некоторый объем сгорающей метано-воздушной смеси (МВС). При переходе горения МВС во взрыв, образуется ударная волна, которая взвешивает пыль и образует поток высокотемпературных продуктов взрыва, принимающих участие в пиролизе частиц угля и воспламенении горючих газов, выделяющихся из пыли.

Вместе с тем согласно [4], общепризнанный механизм взрыва угольной пыли имеет ряд противоречий, которые подтверждены экспериментально.

Первое заключается в роли ударной волны, которую она играет при воспламенении ПВС. В опытном штреке МакНИИ были проведены опыты по изучению воспламенения МВС (концентрация CH_4 от 8 до 10%) и ПВС (концентрация угольной пыли 300 г/м^3 , уголь пласта m_3 , выход летучих не менее 33%), открытыми детонирующими зарядами ВВ. Использовали ПВВ IV класса аммонит Т-19. В результате исследований было установлено, что аммонит Т-19 воспламеняет ПВС зарядом 493 г и не воспламеняет зарядом 406 г. МВС аммонит Т-19 воспламеняет зарядом 25 г и не воспламеняет зарядом 15 г. Вместе с тем при взрыве МВС объемом не менее $0,1 \dots 0,25 \text{ м}^3$ происходит воспламенение ПВС. При этом начальное давление во фронте ударной волны, образованной детонирующей МВС составляет около $1,2 \cdot 10^6 \text{ Па}$, а начальное давление во фронте ударной волны, образованной детонирующим открытым зарядом аммонита составляет $4,6 \cdot 10^7 \text{ Па}$, то есть почти в 40 раз больше, чем у МВС. Таким образом, можно сделать вывод, что при воспламенении ПВС она гораздо менее чувствительна к действию ударной волны, чем МВС. Вместе с тем, взрыв определенного объема МВС легче вызывает взрыв ПВС, чем равноценный ему по энергии взрыва заряд аммонита. Так, если принять в качестве граничного заряда, заряд аммонита Т-19 равный 450 г, то окажется, что этому заряду ВВ соответствует по энергии взрыва объем МВС, равный $0,487 \text{ м}^3$, то есть в 2.9 раза больший, чем критический объем МВС, вызывающий взрыв ПВС в эксперименте. Это указывает на то, что только ударную волну, действующую на взрывоопасную ПВС нельзя рассматривать как основной фактор, вызывающий ее взрыв. Поэтому остановимся на действии газообразных продуктов взрыва ВВ и МВС на взрывчатую ПВС. Агрессивность действия продуктов взрыва источника, который вызывает воспламенение ПВС, будем характеризовать энтальпией (содержанием энергии на 1 моль газа) газообразных продуктов взрыва аммонита Т-19 и равноценного ему по энергии взрыва объема МВС.

Расчет показывает, что энтальпия продуктов взрыва аммонита равна $H_2 = 107,5$ кДж/моль, а МВС (9,5% CH_4) только 73,05 кДж/моль, то есть значительно меньше, чем у аммонита. Тем не менее, продукты горения и взрыва МВС гораздо легче вызывают воспламенение ПВС, чем газообразные продукты взрыва аммонита. Вместе с тем при горении заряда аммонита Т-19 в угольной оболочке, осуществленного по специальной методике, разработанной В.И. Зениным и Ю.В. Манжосом, было вызвано воспламенение ПВС находящейся в опытном штреке. Оказалось, что выгорание заряда аммонита Т-19 массой всего 100 г вызывает воспламенение ПВС. Таким образом, в случае горения ВВ наблюдается резкое снижение массы заряда необходимого для воспламенения ПВС. Так, детонирующий заряд аммонита Т-19 вызывает воспламенение ПВС зарядом 493 г, а выгорающий заряд массой менее 100 г. Следовательно, определяющую роль в воспламенении ПВС играет состав образующихся газообразных продуктов взрыва источника, ответственного за воспламенение пыли. Поэтому дальнейшие исследования в опытном штреке были проведены с целью изучения влияния состава продуктов взрыва различных ВВ, заряды которых вызвали воспламенение ПВС. Исследовали воспламеняющую способность ПВВ – аммонита ПЖВ-20, который имеет нулевой кислородный баланс, и его газообразные продукты взрыва содержат практически только диоксид углерода, азот и пары воды. Параллельно с этим ВВ испытывали ВВ подобного компонентного состава, но за счет изменения соотношения в их составе содержания нитрата аммония и тротила одно ВВ имело отрицательный кислородный баланс ($K_{\delta 1} = - 3,74\%$), а другое ВВ имело положительный кислородный баланс ($K_{\delta 2} = + 1,84\%$). Известно, что у ВВ с отрицательным кислородным балансом в продуктах взрыва наряду с продуктами полного окисления содержатся дополнительно оксид углерода и водород, а у ВВ с положительным кислородным балансом оксиды азота и кислород. Заряд ПЖВ-20, который не воспламенил ПВС равнялся 493 г, а у ВВ с положительным и отрицательным кислородным балансом предельный заряд был существенно меньше – 224 г, то есть ниже более, чем в два раза. Это указывает на то, что газообразные продукты взрыва, содержащие водород, кислород, оксид углерода и оксиды азота у источника, воспламеняющего ПВС, влияют на механизм ее воспламенения гораздо больше, чем изменение энтальпии и температуры продуктов взрыва, сбалансированных по кислороду ВВ.

Второе несоответствие теории и эксперимента при воспламенении ПВС и пыли заключается в действии солей-ингибиторов на газообразные продукты пиролиза и дегазации угольной пыли при их воспламенении в воздухе. Известно, что хлориды металлов хорошо ингибируют реакции окисления при воспламенении МВС и водорода в его смесях с воздухом. Однако, в работе [5] экспериментально показано, что хлорид натрия при воспламенении ПВС ее не ингибирует. Более того, до настоящего времени неизвестно эффективных ингибиторов горения и взрыва ПВС, кроме распыленной воды. Попытки ингибировать ПВС порошками известных солей-ингибиторов метана и других углеводородов не дали положительного результата. Для прекращения горения пыли нужно вводить в ПВС столько солей-ингибиторов, как и при осланцевании угольной пыли, инертной сланцевой пылью. Это указывает на то, что при горении пыли, или не происходит пиролиза угля с выделением известных углеводородов, или на этой стадии процесса выделяются из угля промежуточные продукты с ненасыщенными валентными связями, то есть радикалы, которые удерживаются активной поверхностью частицы пыли сильнее, чем их может адсорбировать кристалл соли-ингибитора. Поэтому рассмотренные два недостатка предложенного механизма горения и взрыва ПВС позволяют выдвинуть предположение, что при горении и взрыве угольной пыли необходимо учи-

тывать химизм процесса взаимодействия частиц угля и кислорода, происходящего на поверхности частицы и химическую активность разрушенных макромолекул угля при их взаимодействии с окружающей средой.

В пользу этого предположения можно привести третий факт несоответствия принятой теории горения угольной пыли и эксперимента. Он заключается в том, что интервал концентраций взрываемости пыли в воздухе от 10 г/м^3 до 3000 г/м^3 , и его размах нельзя объяснить ранее предложенным механизмом горения ПВС. Действительно, для мелкодисперсной пыли с выходом летучих веществ около 40% имеем нижний концентрационный предел взрываемости пыли равный примерно 15 г/м^3 . Однако, если посчитать для этой концентрации угля максимальный объем газов летучих веществ, образующихся при его дегазации, то получится, что он равен всего 6 л или 0,6%, на 1 м^3 воздуха. При такой концентрации не один из известных горючих газов не взрывается. Аналогичная картина несоответствия наблюдается при горении пыли с концентрацией, соответствующей верхнему пределу ее взрываемости в воздухе. В этом случае выделяется столько горючих газов, что в их смеси с воздухом не хватает кислорода (менее 9,5% O_2) для поддержания горения и взрыва. Таким образом, становится очевидным то, что необходим новый подход в объяснении процессов, происходящих при горении и взрыве угольной пыли в смеси с воздухом.

Известно, что показателем химической активности угля является константа скорости сорбции кислорода [6, 7]. При этом окисление углей представляет собой сложный процесс, состоящий из совокупности большого числа макроскопических стадий. В результате опытов было установлено следующее.

1. Все угли при комнатной температуре поглощают кислород из воздуха. Этот процесс необратим – поглощенный кислород не может быть извлечен из угля путем откачки в вакууме. Из этого следует, что поглощенный углем кислород связывается химически с углем.

2. Скорость поглощения углем кислорода пропорциональна концентрации кислорода в газовой среде.

3. Увеличение скорости поглощения кислорода углем с повышением температуры характеризуется экспоненциальной зависимостью. После охлаждения угля его активность становится больше, чем при окислении без нагревания.

4. Хемосорбция кислорода углем приводит к образованию поверхностных оксидных комплексов, которые представляют собой, целую гамму поверхностных химических соединений. Эти комплексы могут распадаться при повышенных температурах с образованием активных центров на поверхности частиц угольного вещества.

5. Аналитические исследования углей показали наличие перекисных групп на поверхности частиц угольного вещества, что свидетельствует о протекании процессов хемосорбции при первом контакте угля с кислородом воздуха.

На основании вышеизложенных фактов предложена следующая схема многостадийного окисления углей кислородом воздуха, протекающая в три этапа:

- первая стадия (низкотемпературная) до 100°C , при которой на поверхности частиц углей образуются перекисные комплексы, возможно гидроперекисные -О-О-Н, связанные с боковой цепью углеводородных атомов;

- вторая стадия (среднетемпературная) до 150°C , характеризуется распадом перекисных и гидроперекисных групп с образованием свободных радикалов, которые вызывают радикально-цепной процесс окисления углей с экзотермическим тепловым эффектом реакции приводящей к самовозгоранию угля;

- третья стадия (высокотемпературная) выше 150°C , характеризуется образованием соединений типа оксигля, которые распадаются с выделением газообразных продуктов, среди которых в основном диоксид углерода и выделяется большого количества тепла, что приводит к устойчивому горению угля.

На основании вышеизложенного в последнее время наибольшее число сторонников находит предложенная перекисная гипотеза самовозгорания частиц угля. По этой гипотезе самовозгорание угля объясняется иницирующим действием продуктов распада перекисных групп. Вместе с тем, образование соединений перекисного характера свойственно всем углям, в то время как самовозгорание углей происходит только в отдельных случаях при особых условиях. Поэтому попытаемся дать уточненную схему механизма воспламенения угля и взрыва пылевоздушной смеси. Для этого будем акцентировать внимание на следующих вопросах, которые по нашему мнению могут дать более обстоятельное объяснение механизму воспламенения, горения угля и взрывам угольной пыли.

Первый основан на достоверных фактах поглощения углем кислорода и образованием на его поверхности активных кислородосодержащих комплексов, которые могут распадаться и иницировать самовозгорание угля. Однако до сих пор не дано, какое при этом необходимо весовое или процентное соотношение угля и кислорода воздуха, при котором процесс самовозгорания становится самоподдерживающимся и переходит в устойчивое горение угля. Вполне очевидно, что, если кислорода не хватает для окисления угля, то его стационарное горение становится не возможным и процесс самовоспламенения затухает.

Второй связан с уточнением радикально-цепного процесса окисления, возникающего при распаде перекисных групп на поверхности частиц угля, иницирующих его самовоспламенение. В этом случае воспламенение угля должно быть вызвано не саморазогревом, а лавинным размножением радикалов на поверхности частиц угля и быстрыми реакциями радикалов с углеводородами в боковой цепи органической молекулы угольного вещества. Скорость разветвленного цепного процесса определяется скоростью изменения числа активных центров, являющихся носителями цепей промежуточных реакций при окислении. При этом скорость разветвления цепей должна быть больше скорости обрыва цепей на поверхности частицы угля. В этом случае концентрация активных центров и скорость их размножения с повышением температуры резко возрастают, а на поверхности стенки частицы активные центры в результате гетерогенного взаимодействия гибнут. Поэтому зависимость скорости цепного воспламенения частицы угля зависит как от температуры реакции, так и от площади поверхности частицы.

Температура растет с величиной теплового эффекта экзотермической реакции окисления, а следовательно, определяется термохимией процесса окисления угля, который до настоящего времени подробно не исследован в части влияния отрицательной теплоты образования угольных макромолекул на тепловой эффект реакции на поверхности частиц угля, участвующих в процессах окисления.

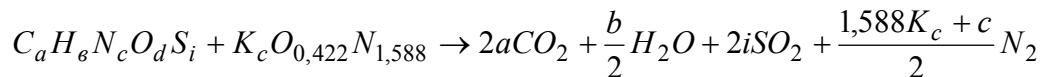
Третий вопрос, как бы вытекает и является следствием второго. Способность к горению и величина тепловыделения на поверхности частиц угля определяется не только параметрами реакции горения, но и пирофорностью частиц угля в потоке воздуха или кислорода проникающего в угольные отложения, находящиеся в выработанном пространстве. При реализации совместного цепного и теплового механизма воспламенения частиц угля в воздушном потоке становится очевидным то, что самовоспламенение и взрыв пылевоздушных смесей может быть как спонтанным, обусловленным только размерами частиц угля и содержанием кислорода, так и связанным с активностью органических макромолекул угля. Особенно актуаль-

ным этот вопрос становится для наночастиц угля, образующихся при разрушении угольных пластов.

Рассмотрим в предложенном порядке эти три вопроса.

Уголь, как и любой горючий материал, характеризуется критической концентрацией кислорода, ниже которой невозможно его горение. Критическая концентрация кислорода, ниже которой отсутствует горение твердого горючего, называют кислородным индексом – *КИ*. Этот показатель позволяет охарактеризовать как взрывоопасность взвешенной в воздухе угольной пыли, так и ее пожароопасность в виде пылевых отложений в полостях горных выработок.

В общем виде для углей с брутто-формулой $C_aH_bN_cO_dS_i$ при их горении и взрыве можно составить следующую реакцию окисления:



Для стехиометрической реакции окисления коэффициент K_c определяется по формуле:

$$K_c = \frac{(2a + 2i + \frac{b}{2}) - d}{0,422}, \quad (1)$$

где a, b, c, d, i – число атомов углерода, водорода, азота, водорода и кислорода в макромолекуле 1 кг угля;

$0,422$ и $1,588$ – содержание атомов кислорода и азота в воздухе.

Согласно работы [8], если известен стехиометрический коэффициент реакции окисления угля воздухом K_c и его нижний концентрационный предел взрываемости пыли $C_{н.к.п.}$, то можно определить кислородный индекс угля по формуле:

$$КИ = 12,94 - 8,78 \exp[-0,00011(C_{н.к.п.} \cdot K_c)^{2,4803}], \% \quad (2)$$

Зависимость нижнего концентрационного предела взрывчатости угольной пыли от состава и летучих угля получена в МакНИИ на основании многочисленных экспериментальных взрывов ПВС в опытном штреке:

$$C_{Н.К.П.} = 53,3 \exp(-0,045V_2) + 1,4 \exp(-0,032V_2) \cdot Z_y, \text{ г/м}^3, \quad (3)$$

где V_2 – выход летучих продуктов из угля, %;

Z_y – зольность угля, %.

По уравнениям (1), (2), (3) сделан расчет $C_{н.к.п.}$, $КИ$ и K_c для углей средней степени химической зрелости угольного вещества по данным анализа угля из угольных пластов шахт Донбасса, заимствованного из работы [9]. Результаты расчета приведены в табл. 2.

Расчеты показывают, что $КИ$ углей различной степени метаморфизма практически не изменяется, а нижний концентрационный предел взрываемости угольной пыли этих углей изменяется в пределах от 10 до 30 г/м³. Это позволяет сделать вывод, что активность угольного вещества при взрыве ПВС определяется не только $C_{н.к.п.}$ но и содержанием кислорода в его макромолекулах. Так для углей средней степени зрелости угольного вещества, содержание кислорода в макромолекулах меняется от 11,4% до 3,6%. Для этих углей известен верхний концентрационный предел взрывчатости ПВС, который находится в пределах от 1,5 кг/м³ до 3,0 кг/м³, то есть в среднем около 2,0 кг/м³. Тогда можно сравнительно легко определить роль кислорода, находящегося в макромолекулах угольного вещества на степень окисления угля при взрыве пыли в воздухе. В этом случае должен выполняться ба-

ланс по кислороду, участвующему в реакции окисления пыли, кислороду угля и его KI . Согласно данных табл. 2 среднее содержание кислорода в углях средней степени зрелости составляет около 7,5%. Для пылевоздушной смеси, имеющей $C_{в.к.п.} = 2,0 \text{ кг/м}^3$ имеем в смеси содержание воздуха 38,3%, а угольной пыли 61,7%. Баланс по кислороду для этой взрывчатой смеси равен: $0,21 \cdot 38,3 + 0,075 \cdot 61,7 = 12,7\%$, то он есть практически равен KI (12,94%) для углей. Это указывает на то, что активность пыли углей при взрыве возрастает с увеличением содержания кислорода в их макромолекулах. В этом случае необходимо также учитывать влияние на процессы, происходящие при воспламенении и взрыве ПВС поглощенного углем кислорода из воздуха, особенно его пылью, имеющей весьма большую поверхность контакта угля с воздухом. Попробуем показать это влияние на примере. Пусть макромолекула угля представляет собой полициклический ароматический углеводород, имеющий эфирные, тиоэфирные и полиметиленовые группы молекул, соединяющие ароматические фрагменты. На рис.1 показано превращение данной макромолекулы угля в активный уголь в результате присоединения атомов кислорода к концевым группам молекул с образованием перекисных и эфирных групп. По уравнениям (1), (2), (3) сделаем расчет для углей со структурной формулой, показанной на рис. 1, вышеприведенных показателей, характеризующих горение и взрыв угольного вещества. Результаты расчета для этих углей представлены в табл. 3. После поглощения кислорода из воздуха сравнительно устойчивая макромолекула угольного вещества превращается в метастабильную форму, способную самопроизвольно разлагаться. Метастабильность активной формы угольного вещества связана с повышением в угле содержания кислорода, который может даже превышать KI угля, а также наличием в его молекулах нестойких перекисных и сероуглеродных связей, легко разлагающихся с образованием активных радикалов. Во влажной атмосфере с повышенной температурой активный уголь начинает самопроизвольно разлагаться. Саморазложение угля инициируется распадом перекисных групп и образованием продуктов окисления угля CO , H_2O и сернистого газа SO_2 .

Таблица 2 – Результаты расчетов $C_{н.к.п.}$, KI , K_c для разных углей

KI , %	$C_{н.к.п.}$, г/м ³	Марка угля, шахта, пласт	Технический анализ, %				Элементный анализ, %			Брутто-формула, атом на 1 кг макромолекулы угля					K_c
			W_a	A_d	S_{dft}	Y_{daf}	C_{daf}	H_{daf}	O_{daf}	C	H	O	N	S	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
-	-	Б. ш. Новомиргородская	42,0	11,9	2,9	63,2	65,4	6,1	24	54,45	60,51	15,0	1,142	0,91	-
12,94	11,4	Д. ш. Кураховская, ζ_4	1,9	8,6	5,6	43,0	79,0	5,2	11,4	65,77	51,59	7,125	1,142	1,175	361,5
12,94	10,5	Г. ш. Лидиевка, ζ_3	1,6	0,4	2,3	38,0	82,2	5,4	9,4	68,44	53,57	5,875	1,071	0,719	377,3
12,94	15,8	Ж. ш. Засядько, ζ_1	-	7,2	1,1	32,7	86,1	5,4	6,0	71,68	53,57	3,75	1,0	0,344	395,9
12,94	23,6	К. ш. Батова, κ_8	-	6,0	3,0	22,4	88,6	4,8	2,4	73,77	47,62	1,5	0,857	0,94	406,9
12,94	27,2	ОС. ш. Ясиновская-Глубокая, ζ_6	-	9,0	1,7	21,0	88,9	4,5	3,6	74,02	44,64	2,25	0,857	0,531	400,9
-	-	А. ш. Прогресс, η_8	-	7,3	1,5	4,2	93,7	1,9	2,1	78,02	18,85	1,31	0,571	0,469	-

Таблица 3 – Результаты расчета $C_{н.к.п.}$, KI для углей с поглощением кислорода из воздуха

№ п/п	Химическая формула угля	Характеристика угля	K_c	$C_{н.к.п.}$, %	KI , %	Стойкость угля
	$C_{65,6}H_{54,2}N_{1,26}S_{1,26}O_{6,3}$	исходный	366,2	1,37	12,94	устойчивый
	$C_{59,5}H_{49,2}N_{1,145}S_{1,145}O_{11,45}$	уголь с поглощением кислорода	318,6	1,18	12,94	метастабильный, само-разлагающийся

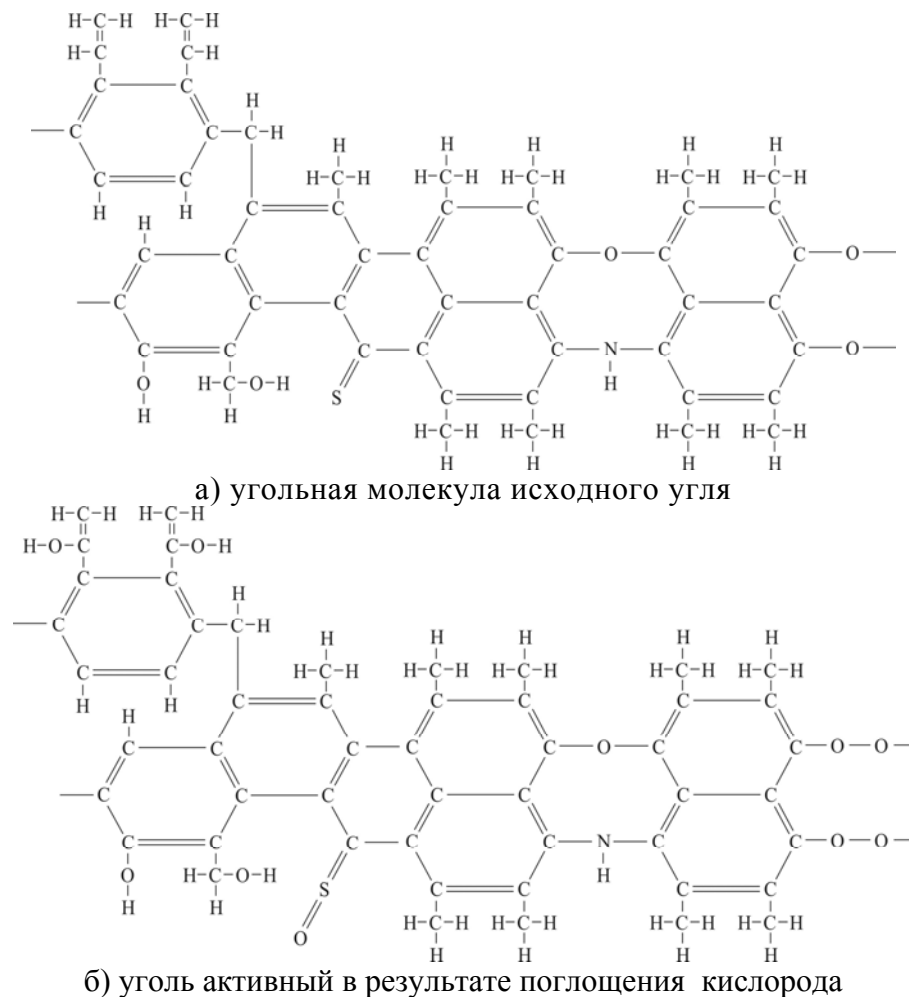
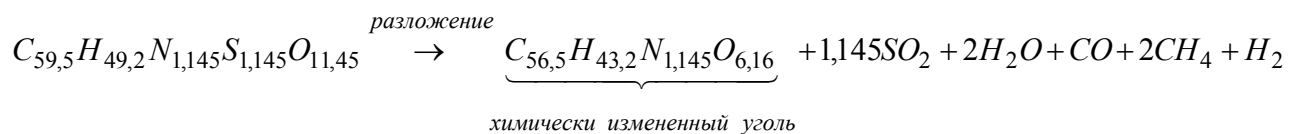


Рис. 1 Преобразование угля в активную форму

Температура при распаде угля повышается, угольное вещество начинает прогреваться и происходит его термодеструкция и частичный пиролиз с образованием в основном метана и водорода. Это можно представить так:



Важным следствием подобного разложения угля является образование горючих газов CO , H_2 , CH_4 и химически измененных макромолекул угольного вещества в результате термодеструкции угля. Образующиеся при распаде макромолекулы начинают взаимодействовать между собой, образуя кластеры и наночастицы угля. Поэтому макромолекулы угля, образуют наночастицы, которые могут при определенных условиях самовоспламеняться и поджигать горючие газы, находящиеся в контакте с ними. Дальнейший ход процесса воспламенения определен изменением внутренней энергии в системе «горючий газ – наночастицы угля – воздух».

Пусть температура в данной системе в начальный момент времени равна T_0 . Скорость тепловыделения в системе равна

$$q^+ = Q \cdot W, \quad (4)$$

скорость теплоотдачи в данной системе определяется зависимостью:

$$q^- = \alpha \cdot \frac{S}{V} \cdot (T - T_0), \quad (5)$$

где α – коэффициент теплоотдачи;
 S и V – площадь и объем системы.

Кинетика процесса в системе подчиняется уравнению:

$$\frac{dT}{dt} = \frac{1}{\rho \cdot C_v} \cdot (q^+ - q^-), \quad (6)$$

где ρ , C_v – плотность и теплоемкость вещества в системе.

Согласно Н.Н. Семенову на пределе теплового воспламенения при $q^+(T) = q^-(T)$ можно установить критическую температуру самовоспламенения [10]:

$$T_{кр} = \frac{E}{2R} \cdot \left[1 - \sqrt{1 - 4 \cdot \frac{RT_0}{E}} \right], \quad (7)$$

где R – газовая постоянная;
 E – энергия активации.

Тогда получается, что если в системе «воздух-уголь-горючие газы» с определенным критическим объемом, в котором содержание кислорода больше или равно $KИ$ горючих веществ, а теплота экзотермической реакции $Q \geq E$ больше энергии активации реакции окисления угля, то в данной системе произойдет самовозгорание и взрыв. Условия взрыва в системе также определяются верхним и нижним концентрационными пределами взрываемости горючих веществ.

Становится очевидным следующий факт, что скорость выделения тепла в рассматриваемой системе зависит от химических факторов: скорости реакции разложения и окисления угольного вещества и энергии – Q , выделяющейся в результате реакции, а теплоотдача только от физических параметров: теплоемкости, плотности и размеров системы, в которой идет реакция. Определение физических параметров затруднений не вызывает, а вот определение химических параметров и в частности энергии, которая выделяется при разложении угольного вещества встречает трудности. Эти трудности обусловлены тем, что до настоящего времени нет четких данных о теплоте образования молекул угольного вещества и энергии необходимой для преобразования угля в толще Земли. Без знаний достоверной величины теплоты образования молекул угольного вещества невозможно установить теплоту реакции разложения угля и его частиц пыли, а следовательно оценить пожаро- и взрывоопасность ПВС, содержащей наночастицы угля.

Непосредственно в угольных пластах на больших глубинах невозможно определить продукты реакции деструкции и перестройки угольного вещества, а также тепловой эффект реакции Q при перестройке молекул угля. Тем не менее реакцию разложения угля можно искусственно осуществить, например, в калориметрической бомбе, сжигая уголь в чистом кислороде, для получения теплового эффекта сгорания $Q_{сг}$, так, чтобы при сгорании образовались исключительно высшие оксиды углерода, водорода и серы: CO_2 , H_2O , SO_2 . В этом случае теплоту образо-

вания макромолекул угля можно легко определить как разность между тепловым эффектом сгорания $Q_{сг}$, и суммарной теплотой образования продуктов горения угля - CO_2 , H_2O , SO_2 - q_i :

$$Q_{обр} = Q_{сг} - \sum n_i \cdot q_i, \quad (8)$$

где n_i – количество молей i -го продукта реакции.

Однако и такой подход для решения проблемы определения истинной теплоты образования молекул угольного вещества в каменном угле встречает определенные трудности. Они заключаются в том, что не выделено из каменного угля чистое угольное вещество (без минеральной фазы), образующие его.

Поэтому гипотетически представим себе макромолекулу угольного вещества как набор элементарных углеводородных соединений типа C_aH_b , $C_aH_bN_c$, $C_aH_bO_d$, $C_aH_bS_i$. Даже, если для набора элементарных органических соединений подобного типа, отражающих особенности строения и состава угольного вещества определить теплоту сгорания в калориметрической бомбе, то можно предположить, что и при определенном их наборе и соотношении в угле теплота сгорания угля будет адекватна содержанию C , H , N , O , S в веществе. Подобный подход предложен в работе [11] для определения энтальпии образования угля. Можно еще более конкретизировать задачу определения теплоты сгорания углеводородов сложного строения, введя понятие кислородного коэффициента – K_o .

Кислородный коэффициент вещества определяет какое количество кислорода не хватает для сгорания единицы массы углеводорода состава $C_aH_bN_cO_dS_i$.

Тогда его можно определить по формуле:

$$K_o = \frac{16}{M_b} ([d] - 2[a] - 2[i] - \frac{[b]}{2}), \quad (9)$$

где M_b – молекулярный вес углеводорода.

В теории взрывчатых веществ (ВВ) известно, что их энергетические характеристики зависят от кислородного коэффициента ВВ [12]. Поэтому попытаемся доказать, что и для всех углеводородов состава C_aH_b , $C_aH_bN_c$, $C_aH_bO_d$, $C_aH_bS_i$, $C_aH_bN_cO_d$, теплота их сгорания в калориметрической бомбе зависит от значения кислородного коэффициента углеводорода. Для этого по данным опытных определений калориметрической теплоты сгорания углеводорода, выполненных в работе [13] сделан корреляционный анализ парной зависимости теплоты сгорания $Q_{сг}$ от K_o . Всего проанализировано 107 соединений по термохимическим данным таблиц JANAF. Установлено, что калориметрическая теплота сгорания углеводорода достаточно хорошо коррелирует с кислородным коэффициентом углеводорода. Получена эмпирическая зависимость теплоты сгорания углеводорода от его кислородного коэффициента при воде парообразной, график показан на рис. 2:

$$Q_{сг} = 1636,11 - 10527,75 K_o + 2115,283 K_o^2 + 445,158 \cdot K_o^3, \text{ кДж/кг}, \quad (10)$$

коэффициент корреляции $r = 0,977$.

Точность расчета теплоты сгорания углеводорода по уравнению (10) дает погрешность не превышающую 2% по сравнению с экспериментальным определением его теплоты сгорания в калориметрической бомбе.

Таким образом, по уравнению (10) можно аналитически определить теплоту сгорания макромолекул чисто угольного вещества, а по уравнению (8) рассчитать теплоту образования макромолекул угольного вещества. Расчеты теплоты образования молекул основных марок углей и фуллерена C_{70} , приведены в табл. 4.

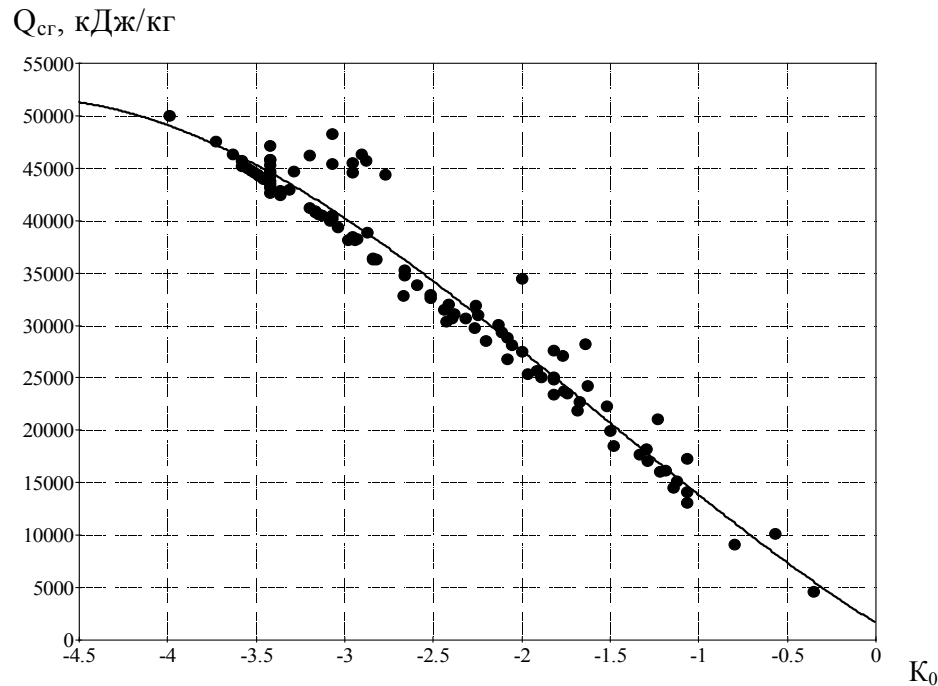


Рис. 2. График зависимости теплоты сгорания углеводородов в калориметрической бомбе от их кислородного коэффициента K_0

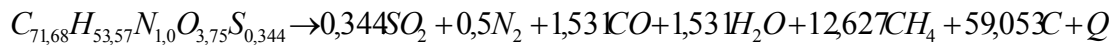
Таблица 4 – Результаты расчетов теплоты образования углей и фуллерена

Марка угля	Брутто формула угольного вещества, атом на кг					$Q_{сг}, \text{кДж/кг}$	$\Sigma(n_i q_i), \text{кДж/кг}$	K_0	$Q_{обр.}, \text{кДж/кг}$
	C	H	N	O	S				
Б	54,45	60,51	1,141	15,0	0,91	27804,23	29012,8	-2,0156	-1208,57
Д	65,77	51,59	1,142	7,125	1,75	33700,47	32638,16	-2,4594	+1062,3
Г	68,44	53,57	1,071	5,875	0,719	34829,9	33622,22	-2,548	+1207,68
Ж	71,68	53,57	1,0	3,75	0,344	36388,53	34785,89	-2,673	+1602,6
К	73,77	47,62	0,857	1,5	0,94	37302,2	35065,82	-2,748	+2236,37
ОС	74,02	44,64	0,857	2,25	0,531	36801,17	34682,5	2,7067	+2118,66
А	78,02	18,25	0,571	1,31	0,469	35993,64	33047,4	-2,641	+2946,2
Фуллерен C_{70}	83,33	-	-	-	-	36314,71	32791,2	-2,667	+3523,5

Результаты, приведенные в табл. 4 наглядно показывают, что по мере роста химической зрелости угля теплота образования молекул угольного вещества становится все более отрицательной (в термодинамике знаки энтальпий образования продуктов заменяются на противоположные). Этот вывод подтверждает гипотезу о метастабильности угольного вещества и указывает на то, что оценку метастабильности углей можно делать по его теплоте образования. Необходимо отметить, что наиболее подходящей структурой макромолекул угольного вещества зрелых углей является структура из соединенных неустойчивыми молекулярными мостиками полициклических ароматических углеводородов, имеющих отрицательную теплоту образования.

Полученные результаты позволяют оценить теплоту реакции разложения угольного вещества в зонах скопления угольной пыли, а также в выбросоопасных зонах угольных пластов и в зонах повышенного горного давления. В этих зонах в результате механохимической активации угольного вещества оно разлагается с выделением тепла и газообразных продуктов разложения.

Например, для угля марки Ж пласта ℓ_1 шахты им. А.Ф. Засядько можно составить следующие уравнения реакции разложения:



$$Q = \sum ni \cdot qi - Q_{обр} = 1583,5 - (-1602,6) = 3186,1 \text{ кДж/кг.}$$

При адиабатическом процессе разложения чистого угольного вещества тепловой эффект реакции дает большое количество энергии, по величине сопоставимое с энергией взрыва конденсированных взрывчатых веществ. Это указывает на то, что по своей химической сущности макромолекулы угольного вещества представляет собой метастабильные вещества, способные к спонтанному разложению, что приводит к внезапным выбросам угля и газа, самовозгоранию угля и пирофорности наночастиц угольной пыли.

Пирофорность – способность твердого горючего материала в мелкораздробленном состоянии к самовоспламенению в потоке воздуха без дополнительного нагрева из вне. Пирофорность частиц угольного вещества связана с протеканием экзотермических реакций на их поверхности и прогревом угля до температуры самовоспламенения. При этом тепловыделение прямопропорционально площади поверхности частицы, а ее прогрев зависит от теплоемкости и массы частиц, то есть обратно пропорционален от ее размеров. Тогда температуру шароподобной частицы на момент теплового равновесия можно найти из простого соотношения:

$$\frac{2S_q \cdot \Delta_q \cdot \rho_q \cdot Q}{V_q \cdot \rho_q \cdot C_v \cdot \Delta T} = 1,$$

$$\text{или} \quad \Delta T = \frac{6\Delta_q \cdot Q}{r_q \cdot C_v}, \quad (12)$$

где ΔT – приращение температуры при нагреве частиц в результате экзотермической реакции;

$\Delta T = T_g - T_o$, T_g – температура воспламенения;

Δ_q – поверхностный слой частицы, в котором идет экзотермическая реакция;

r_q – радиус частиц.

Исследования методом электронно-микроскопического анализа угольных частиц углей всех стадий метаморфизма позволили установить наличие на поверхности частиц пленочных покрытий, образованных в результате соединения угля с кислородом воздуха [14]. С убыванием размера частиц, доля объема покрытия растет и изменяется в среднем от 100 до 150 нм. Тогда, если в этой поверхностной оксипленке угля, перекисные комплексы инициируют реакции, которые вызывают разложение и окисление угольного вещества, то происходит выделение энергии и по уравнению (12) можно оценить приращение температуры частицы в результате ее прогрева.

Принимаем толщину оксипленки на угольной частице равную $\Delta = 150$ нм, тогда радиус частицы равен $r_q = 6\Delta = 900$ нм (0,9 мк), а температура частицы угля при его разложении в оксипленке будет равна

$$T_q = \frac{6\Delta}{r_q} \cdot \frac{Q}{C_v} + T_o, \text{ } ^\circ\text{K.}$$

Для угля марки Ж теплоемкость C_v при $T = 500 \dots 600$ К равна $2,8$ кДж/кг · К, а энергия разложения угля наночастицы определяется выде-

ляющей энергией, которая зависит от теплоты образования макромолекул угольного вещества ($Q = 1602,6$ кДж/кг). Следовательно, температура наночастицы угля при начальной температуре $T_0 = 300$ °К будет равна не менее:

$$T_4 = \frac{6 \cdot 150}{900} \cdot \frac{1602,6}{2,8} + 300 = 872 \text{ °К.}$$

Таким образом, доказано, что угольные частицы с радиусом около одного микрона в случае разложения угольного вещества, вследствие отрицательной теплоты образования угольных молекул прогреваются до температур, при которых возможно самовозгорание наночастиц. Другой важный вывод, что при разложении угольного вещества выделяются горючие газы, которые в случае самовозгорания угольных наночастиц тоже воспламеняются, а их смеси-аэрозоли с воздухом взрываются. Одновременное присутствие метана и других горючих газов в пылегазовом аэрозоле снижают нижний концентрационный предел взрываемости угольной пыли. Этот факт был экспериментально установлен в МакНИИ, в результате проведенных экспериментальных работ была получена эмпирическая зависимость, позволяющая определить нижний концентрационный предел взрываемости угольной пыли в присутствии метана - $C_{yn}^{CH_4}$ [15]:

$$C_{yn}^{CH_4} = 53,3 \exp(-0,045V^2 - 0,69C_{CH_4}) + 1,4 \exp(-0,032V^2) A_c, \text{ г/м}^3, \quad (13)$$

где C_{CH_4} - концентрация метана в пылегазовой смеси, % об.;

V^2 - выход летучих и газов из угля, %;

A_c - зольность угля, %.

Для мелкодисперсной пыли выбросоопасного угольного пласта l_1 АП «Шахта им. А.Ф.Засядько (марка угля - Ж, выход летучих $V^2 = 34\%$, зольность $A_c = 7,0\%$) по уравнению (13) определен ее нижний концентрационный предел взрываемости. Однако по этому уравнению могут быть получены значения нижних концентрационных пределов взрываемости метана и угольной пыли в пылегазовой системе «метан - угольная пыль - воздух». Так зависимость нижнего концентрационного предела взрываемости метана C_{CH_4} от концентрации угольной пыли C_{yz} в этой системе, включая и ее нижний концентрационный предел взрываемости, позволяет оценить взрывоопасность системы «метан - угольная пыль - воздух». Результаты расчетов взрывоопасности этой системы приведены на рис. 3 в виде графика, который описывается эмпирической зависимостью:

$$C_{CH_4} (1 - 0,06285 C_{yz} + 0,02284 C_{yz}^2) = 5,004 - 0,03068 C_{yz}, \quad (14)$$

где C_{CH_4} в % об., а C_{yz} в г/м³.

Анализ полученных результатов на рис. 3. показывает, что на графике можно четко выделить четыре области, три из которых характеризуют области взрывчатости метано - пылевоздушных смесей.

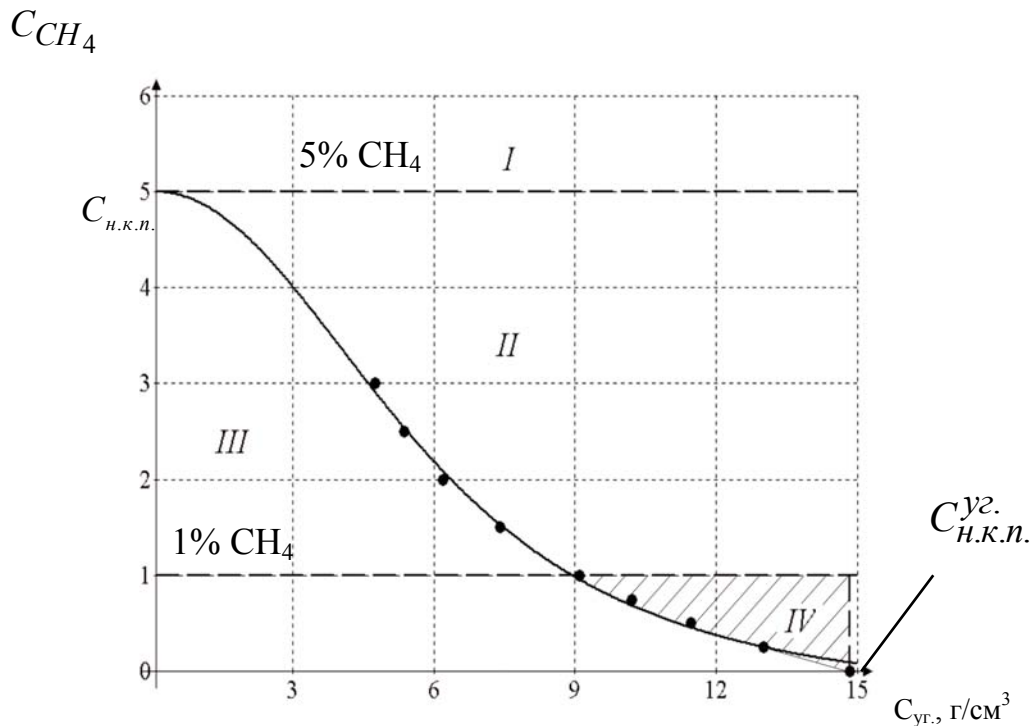


Рис.3. График зависимости нижнего концентрационного предела взрываемости метана в аэрозольной системе «метан-угольная пыль-воздух» (сплошная линия) при изменении содержания в ней угольной пыли ($C_{уг.}$) с учетом ее предела взрываемости

Первая – область (I), в которой концентрация метана C_{CH_4} больше его нижнего концентрационного предела взрываемости. В этой области ведущую роль в воспламенении взрывоопасной смеси играет метан. Вторая область (II) характеризует взрывчатость метано - пылевоздушных смесей, причем их взрывчатость определяется уже соотношением концентраций метана и угольной пыли. Критическое значение этого соотношения на границе взрываемости смеси можно получить из уравнения (14):

$$0,02284 C_{уг.}^2 - 0,06285 C_{уг.} + 0,3068 C_{уг.} / C_{CH_4} - 5,004 / C_{CH_4} + 1 = 0. \quad (15)$$

Используя критическое отношение (15) можно установить, при каких концентрациях метана и угольной пыли в системе «метан - угольная пыль - воздух» она становится взрывчатой. Третья область (III) соответствует соотношениям концентраций метана и угольной пыли, при которых данная система не является взрывчатой. Однако существует и четвертая область (IV) взрывчатых концентраций в системе «метан - угольная пыль-воздух», которая характеризуется тем, что в этой области концентраций метана и угольной пыли концентрация метана удовлетворяет требованиям пылегазового режима ($C_{CH_4} \leq 1\%$), а концентрация пыли в ней может быть даже ниже ее нижнего концентрационного предела взрываемости в воздухе. Этот факт говорит о том, что в атмосфере выработок технологических участков угольных шахт может образовываться взрывоопасная пылегазовая среда в виде аэрозоля, которая, тем не менее, имеет приемлемые по принятым требованиям пылегазового режима параметры безопасности как для газовой защиты, так и по взрывчатости витающей угольной пыли. Следовательно, в результате исследований условий воспламенения и взрыва угля обоснованы и уточнены механизмы самово-

спламенения угольной пыли и взрыва, образующихся пылегазовых систем из продуктов разложения угля. Они включают следующие положения.

1. Угольная пыль в пылевоздушных смесях более легко воспламеняется продуктами горения и взрыва горючих газов, чем от действия ударных волн при взрыве конденсированных взрывчатых веществ. Это указывает на то, что частицы угольной пыли разлагаются и горят в результате адсорбции ими на поверхности кислорода воздуха и активных центров из продуктов реакций газовых смесей.

2. Существует критическая концентрация кислорода в пылевоздушных смесях, при которой процесс горения угля невозможен, она характеризуется кислородным индексом угля.

3. Макромолекулы угольного вещества углей средней степени химической зрелости содержат от 3,6% до 11,4% кислорода, а их мелкодисперсные частицы еще поглощают кислород из воздуха. Установили, что при взрыве и горении угольной пыли в реакции окисления угля, принимает участие не только кислород воздуха, но и кислород, содержащийся в угле. При этом его общее содержание в ПВС при ее горении должно быть не менее 12,94%.

4. Термохимические показатели реакции окисления угля характеризуются теплотой образования макромолекул угольного вещества. Установили, что угли средней химической зрелости имеют отрицательную теплоту образования молекул угольного вещества. Поэтому при его разложении выделяется дополнительная энергия, которая идет на поддержание процессов разложения и горения угля. В результате угольное вещество представляет собой метастабильное соединение, склонное к спонтанному разложению.

5. При разложении угля образуется большое количество горючих газов и наночастиц химически модифицированного угля, которые могут накапливаться в угольных отложениях в выработках и выработанном пространстве. Образующаяся система «угольное вещество - горючие газы - воздух» нестабильна и в случае саморазогрева наночастиц угля в газовой среде способна к самовозгоранию и взрыву.

6. Наночастицы угольной пыли, имеющие радиус около одного микрона пиррофорны и способны самовоспламенятся, так как при разложении макромолекул угольного вещества с отрицательной теплотой образования выделяется энергия способная прогреть частицу угля до температур 800...900 °К.

7. Проведенные исследования позволили установить аномальную взрывчатость метано - пылеугольного аэрозоля в зависимости от его состава и концентрационных пределов взрываемости метана и угольной пыли. Установлено ранее неизвестное явление снижения нижних концентрационных пределов взрываемости метана и угольной пыли в их аэрозолях, образующихся в горных выработках при работе очистных и проходческих комбайнов.

Выводы.

Критический анализ и исследования термохимических показателей угольного вещества показали, что пожаровзрывоопасность углей, газопылевых аэрозолей и отложений пыли может быть связана с метастабильностью макромолекул угольного вещества и возможностью образования наночастиц угольной пыли, которые обладают пиррофорностью. Поэтому в угольных шахтах при существующей технологии добычи угля и развитии средств пожаро- и взрывозащиты всегда существует опасность спонтанного развития пожара или взрыва пылегазовой среды. Дальнейшие исследования необходимо проводить в направлении разработки специальных ингибиторов реакций разложения угольного вещества и поглощения кислорода в местах скопления угольной пыли и горной техники оснащенной непрерывно дей-

ствуючими генераторами, створюючими в призабойних пространствах локальні об'єми інертної газової середовища, здатної інгібувати окислювальні реакції во взривоопасних пилегазових аерозолях. Їх робота повинна бути неотделима від технологічного циклу і ув'язана з технічними засобами автоматики контролю і моніторингу шахтної атмосфери в зонах роботи очистних і проходських комбайнів.

Список использованной литературы

1. Булгаков Ю.Ф. Способ выявления признаков потенциальных аварийных ситуаций в угольных шахтах / Ю.Ф. Булгаков, С.А. Алексеенко, В.И. Муравейник, И.А. Шахлисламова // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2010. - № 2. – С. 85-90.
2. Ксенофонтова А.И. Теория и практика борьбы с пылью в угольных шахтах / А.И. Ксенофонтова, А.С. Бурчаков. – М.: Недра, 1965. – 238 с.
3. Мамаев В.И. Предупреждение взрывов пылеметановоздушных смесей / В.И. Мамаев, Ж.А. Ибраев, В.А. Лигай, Д.М. Шередкин, И.С. Яценко. – М.: Недра, 1990. – 159 с.
4. Померанцев В.В. Самовозгорание и взрывы натуральных топлив / В.В. Померанцев, С.Г. Шагалова, В.А. Резник, В.В. Кушнаренко. – Л.: Энергия. Ленинград. отд-ние, 1978. – 144 с.
5. Кашуба О.И. Исследование влияния примесей хлористого натрия на взрывчатость угольной пыли / О.И. Кашуба, Ю.В. Манжос // Импульсная обработка материалов: Сб. научн. статей НГУ. – Днепропетровск: НГУ, 2005. – С. 90-93.
6. Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения / Е.Ф. Карпов, Ф.С. Клебанов, Б. Фирганек и др. Под ред. Ф.С. Клебанова. – М.: Недра, 1981. – 481 с.
7. Кучер Р.В. Структура ископаемых углей и их способность к окислению / Р.В. Кучер, В.А. Компанец, Л.Ф. Бутузова. – Киев: Наукова думка, 1980. – 168 с.
8. Калякин С.А. Взрывоопасность горючих газов и наночастиц пыли, генерируемых угольным веществом и борьба со взрывами на угольных шахтах / С.А. Калякин, В.К. Костенко, Е.Л. Завьялова // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2012. - № 1. – С. 122-131.
9. Шевкопляс В.Н. Оценка структурных и технологических характеристик углей по данным дериватографии и пиролиза / В.Н. Шевкопляс, С.Н. Лящук, Л.Ф. Бутузова // Химия твердого топлива. – 2004. - № 5. – С. 68-75.
10. Зельдович Я.Б. Математическая теория горения и взрыва / Я.Б. Зельдович, Г.И. Баренблатт, В.Б. Либрович, Г.М. Махвиладзе. – М.: Наука, 1980. – 478 с.
11. Пинчук В.А. Структура, свойства и энтальпия образования органической массы бурых углей Украины / В.А. Пинчук, Г.Л. Шевченко, С.Г. Живолуп // Металлургическая теплотехника: сб. научн. тр. НМетАУ. - Днепропетровск: ПП «Грек О.С.» - 2010. – С. 157-164.
12. Авакян Г.А. Расчет энергетических и взрывчатых характеристик ВВ / Г.А. Авакян. – М.: Академия Генерального штаба, 1964. – 106 с.
13. Stull D.R. JANAF Thermochemical Tables, Second edition / D.R. Stull, H. Prophet. – U.S. Natl. Bur. Stand, 1971.
14. Романенко С.Б. Пылевая динамика в угольных шахтах / С.Б. Романенко, Ю.Ф. Руденко, В.Н. Костаренко. – М.: «Горное дело», 2011. – 256 с.
15. Петрухин М.П. Борьба с угольной пылью в шахтах / М.П. Петрухин, Г.С. Гродель, Н.И. Шеляев. – М.: Недра, 1981. – 271 с.

Надійшла до редакції 01.04.2013

Калякін С.О.

Донецький національний технічний університет, Донецьк

ПОЖЕЖЕВИБУХОНЕБЕЗПЕЧНІСТЬ ВУГІЛЛЯ ТА ПИЛОГАЗОВИХ СУМІШЕЙ В ШАХТАХ

У статті наведено критичний аналіз основних положень пожежевибухонебезпечності вугілля і його пилородібних відкладень у виробках і дослідження термохімічних показників вугільної речовини. Встановлено, що вугільна речовина є нестабільним з'єднанням, схильним до саморозкладення, внаслідок негативної теплоти утворення вугільних макромолекул. Утворені при руйнуванні вугілля наночастинки вугільного пилу пірофорні і можуть самозайматися в місцях їх скупчення. В результаті уточнено механізм самозаймання вугілля і спонтанних вибухів пилогазового середовища у вугільних шахтах.

Ключові слова: вугілля, вугільний пил, наночастинки, теплота утворення вугілля, кисневий індекс, метастабільність, самозаймання, пірофорність, вибух

Kalyakin S.O.

Donetsk national technical university, Donetsk

FLAMMABLE AND EXPLOSIBLE HAZARDS OF COAL AND AIR-DUST MIXTURES IN MINES

The article presents a critical analysis of the main provisions of flammable and explosion safety of coal dust and its depositions in the workings and performance of thermochemical studies of coal. Found that the coal substance is unstable compound prone to self-destruction, due to the negative heat of formation of coal macromolecules. The resulting fracture of coal dust nanoparticles pyrophoric and they can flame by themselves in their places of accumulation. As a result, the mechanism of spontaneous combustion of coal and spontaneous explosions of dust-gas medium in the coal mines was clarified in this article.

Keywords: coal, coal dust, nanoparticles, the warmth of formation of coal, oxygen index, metastability, spontaneous combustion, pyrophoric, explosion

УДК 622.235.363

С.А. КАЛЯКИН (д.т.н., доц., проф.),

Н.Р. ШЕВЦОВ (д.т.н., проф., зав. каф.),

Р.А. СТРИЛЬЧУК (студент)

Донецкий национальный технический университет,

И.Ж. СИРАЧЕВ (инж., нач. производственного отдела)

ООО «Шахтостроительная компания «Донецкшахтопроходка»

УСЛОВИЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД И СТРОИТЕЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ НАКЛАДНЫМИ ЗАРЯДАМИ ВВ В РЕЖИМЕ ГИДРОВЗРЫВАНИЯ

В работе приведены аналитические исследования, позволившие установить параметры разрушения твердых материалов взрывом накладных зарядов в водяной оболочке в зависимости от детонационных показателей ВВ и относительной массы заряда.

Ключевые слова: накладной заряд, водяная оболочка, детонация, импульс взрыва, предел прочности материал.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В угольных шахтах наиболее широко используется взрывная технология разрушения пород при проведении горных выработок шпуровым методом. Гораздо реже и в основном при специальных взрывных работах используется метод накладных зарядов. В строительстве для разрушения фундаментов, стен и железобетонных конструкций применяют как шпуровой метод, так и метод накладных зарядов при производстве взрывных работ. Отличительной особенностью метода накладных зарядов от шпурового является его мобильность, отсутствие бурильного оборудования для бурения шпуров, однако он имеет чрезмерный расход взрывчатых веществ (ВВ) по сравнению со шпуровым методом.

Анализ исследований и публикаций. В работе [1] показано, что при расчете массы накладного заряда необходимо учитывать степень заглубления заряда ВВ в грунт, как производную от коэффициента f_0 , который определяет разницу между взрывом открытого и заглубленного зарядов. При этом принимают $f_0 = 1$ для полностью заглубленного заряда ВВ и $f_0 = 0,2$, если заряд находится на поверхности. Таким образом получается, что эффективность взрывного разрушения породы накладным зарядом ВВ в 5 раз ниже, чем у заглубленного в грунт заряда ВВ.

На практике в карьерах удельный расход при взрыве накладных зарядов ВВ может быть, по данным работ [2-5], в 5...15 раз больше, чем при шпуровом методе взрывных работ. Это ставит задачу о необходимости повышения эффективности взрывного разрушающего действия накладных зарядов и существенного снижения расхода ВВ.

Анализ последних данных исследований и публикаций показал, что наиболее эффективными накладными зарядами являются заряды, в которых ВВ окружено водяной оболочкой и разрушение пород и строительных конструкций происходит в режиме гидровзрывания. В этом случае резко повышается эффективность взрывного действия накладного заряда и удельный расход ВВ снижается в 3...10 раз [6].

При строительстве, реконструкции и ремонте промышленных предприятий и других объектов народного хозяйства, а также при ликвидации морально и физически устаревшего поверхностного комплекса, закрываемых по программе реструктуризации угольной промышленности Украины, постоянно возникает необходи-

мость в проведении работ по разрушению горных пород и строительных конструкций.

На кафедре «Строительство шахт и подземных сооружений» ДонНТУ разработан способ разрушения твердых тел накладными зарядами в водяной оболочке и устройство для его осуществления [7]. Его техническая сущность заключается в том, что заряд ВВ размещается в эластичном полиэтиленовом сосуде, заполненном водой, который прикладывается к поверхности разрушаемого объекта так, чтобы заряд ВВ контактировал с ним своей боковой поверхностью через водяную прослойку [7, 8]. В то же время оптимальные параметры этой, в принципе, новой конструкции заряда для пород и строительных конструкций до настоящего времени не были определены. Поэтому возникла необходимость исследования механизма разрушения твердых материалов при взрыве накладных зарядов в подобной водонаполненной оболочке.

Постановка задач исследований. Целью работы является исследование оптимальных параметров разрушения горных пород и строительных конструкций накладными зарядами при гидровзрывании ВВ. При этом необходимо обосновать эффективную оптимальную толщину жидкостной оболочки вокруг заряда ВВ и уточнить коэффициент снижения удельного расхода ВВ при гидровзрывании.

Изложение основного материала и результаты. Гидровзрывание – это способ взрывания заряда ВВ в водяном окружении. Поэтому действие взрыва при таком способе взрывания на горные породы комбинированные с одной стороны ударной волны и, ударносжатой водой, а с другой продуктами взрыва ВВ. Вследствие чего повышается эффективность действия взрыва заряда ВВ на разрушаемую среду и происходит снижение удельного расхода ВВ. Для успешного применения гидровзрывания ВВ необходимо, в первую очередь, обосновать оптимальное значение слоя воды между зарядом ВВ и поверхностью разрушаемого объекта. При этом принимаем во внимание то, что объем разрушения прямопропорционален удельному импульсу взрыва заряда ВВ и величине пикового давления во фронте ударной волны в водяной оболочке и обратно пропорционален крепости материала разрушаемого объект. Аналогично предположим, что и удельный расход ВВ при разрушении горных пород таким же образом изменяется. Хотя для более точной оценки необходимо знать зависимость изменения удельного расхода ВВ от удельного импульса ВВ шпурового заряда и соответственно накладного заряда ВВ.

Схема разрушения твердых материалов накладными зарядами в водяной оболочке приведена на рис. 1.

На первом этапе исследований решается задача по установлению оптимальной величины оболочки вокруг заряда ВВ. Эта и все последующие задачи решаются применительно к взрыванию сосредоточенного заряда, имеющего сферическую форму.

Общеизвестно, что приведенный к сосредоточенному сферическому заряду ВВ его радиус рассчитывается по следующей формуле:

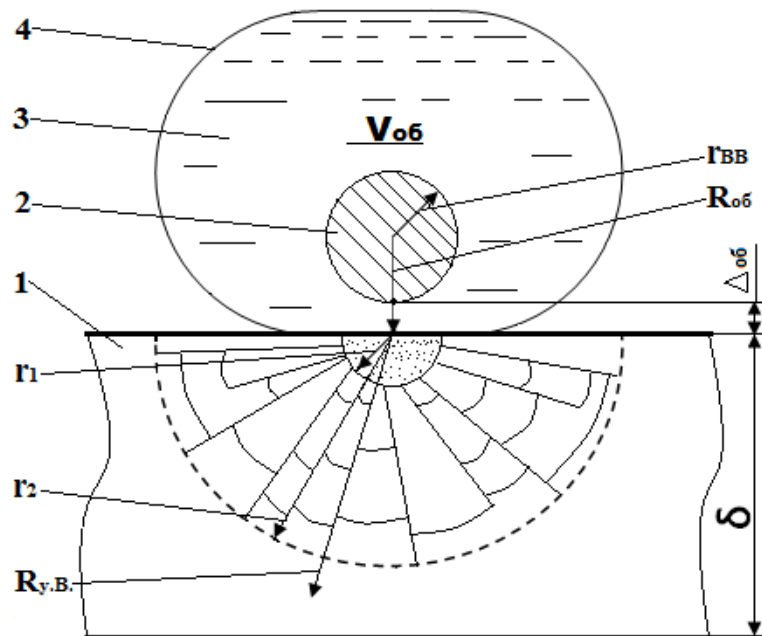
$$r_{ВВ} = \sqrt[3]{\frac{3m_{ВВ}}{4\pi\rho_{ВВ}}},$$

где $m_{ВВ}$ – масса взрываемого заряда ВВ, кг;

$\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ (плотность патронирования), кг/м³.

В качестве примера рассчитаем значения $m_{ВВ}$ для наиболее часто применяющихся на практике накладных цилиндрических зарядов из порошкообразных ВВ ($\rho_{ВВ} = 1050 \text{ кг/м}^3$):

m, кг	0,3	0,6	0,9	1,5
$\Gamma_{ВВ}$, м	0,041	0,051	0,059	0,070



1 – разрушаемый объект (негабарит горной породы, элементы зданий и сооружений и др.); 2 – заряд ВВ; 3 – водяная оболочка; 4 – эластичная оболочка; $\Gamma_{ВВ}$ – приведенный к сосредоточенному сферическому заряду радиус ВВ; $V_{об}$ – минимально необходимый объем водяной оболочки вокруг заряда ВВ; $\Delta_{об}$ – оптимальная толщина водяного слоя между зарядом ВВ и разрушаемым объектом; δ – толщина разрушаемого объекта; $R_{об}$ – кратчайший путь действия продуктов взрыва ВВ в водяной оболочке до их встречи с твердой преградой (разрушаемым объектом) и образования в воде ударной волны; $R_{ув}$ – радиус действия ударной волны в материале разрушаемого объекта.

Рис. 1 Схема разрушения объектов накладным зарядом в режиме гидровзрыва ВВ

Рассмотрим процесс расширения в жидкости продуктов реальной детонации ВВ. В его основе рассмотрим задачу о расширении сферы продуктов детонации в воде, приведенную Ф.А. Баумом в работе [7], которую приводим в следующей реакции, предложенной С.А. Калякиным.

Для сферической волны в несжимаемой жидкости основные уравнения гидродинамики имеют вид:

$$\frac{\partial u}{\partial t} + u \frac{\partial u}{\partial r} + \frac{1}{\rho_e} \cdot \frac{\partial P}{\partial r} = 0 ; \quad \frac{\partial u}{\partial r} + \frac{2u}{r} = 0 \quad (1)$$

и допускают следующее общее решение:

$$ur^2 = f(t) ; \quad \frac{P - \phi(t)}{\rho_e} = \frac{df}{rdt} - \frac{f^2}{2r^4}, \quad (2)$$

где $f(t)$ и $\varphi(t)$ – произвольные функции времени, причем, с большой точностью можно принять, что $\varphi(t) = P_\epsilon$;

$P_\epsilon, \rho_\epsilon$ – давление и плотность воды соответственно.

При этом закон движения границы раздела между продуктами детонации и водой можно записать в виде:

$$P_1 \left(\frac{r_1}{r} \right)^{3n} = P_\epsilon + \rho_\epsilon \left[\frac{df}{rdt} - \frac{f^2}{2r^4} \right], \quad (3)$$

причем, на границе раздела

$$\frac{df}{dt} = \frac{du}{dt} r^2 + 2ur \frac{dr}{dt} = \frac{du}{dt} r^2 + 2u^2 r = \frac{1}{2} \frac{du^2}{dr} r^2 + 2u^2 r$$

Поэтому уравнение (3) принимает вид:

$$\frac{du^2}{dr} + 3 \frac{u^2}{r} = \frac{2P_1}{\rho_\epsilon} \cdot \frac{r_1^{3n}}{r^{3(n+1)}} - \frac{2P_\epsilon}{\rho_\epsilon r} \quad (4)$$

Его решение при условии, что $u = u_1$ при $r = r_1$, т.е. скорость продуктов детонации ВВ на границе раздела «продукты детонации – вода» и воды равны и имеют вид:

$$u^2 = \left(u_1^2 + \frac{2}{3(n-1)} \cdot \frac{P}{\rho_\epsilon} + \frac{2P_\epsilon}{3\rho_\epsilon} \right) \left(\frac{r_1}{r} \right)^3 - \left[\frac{2}{3(n-1)} \cdot \frac{P}{\rho_\epsilon} \cdot \left(\frac{r_1}{r} \right)^{3n} + \frac{2P_\epsilon}{3\rho_\epsilon} \right] \quad (5)$$

Принимая во внимание, что продукты детонации в момент удара о воду тормозятся, предельное расстояние, которое они достигают, можно определить из уравнения (5), полагая в нем, что $u = 0$ (продукты детонации заторможены). Затем скорость $u_1 = u_\epsilon$, т.к. вода приобретает скорость расширяющегося потока уравновешивающего остаточное давление продуктов детонации в полости – $\rho_\epsilon u_\epsilon^2 = P_\kappa = P_\epsilon$.

Тогда при условии, что $P_1 = P_n$, а $r_1 = r_{BB}$, получим:

$$\frac{P_n}{n-1} \left(\frac{r_{BB}}{r} \right)^{3n} + P_k = \left(\frac{3}{2} P_k + P_k + \frac{P_n}{n-1} \right) \cdot \left(\frac{r_{BB}}{r} \right)^3 \quad (6)$$

Раскрываем скобки и делим на P_k получаем:

$$\frac{P_n}{(n-1) \cdot P_k} \left(\frac{r_{BB}}{r} \right)^{3n} + 1 = 2,5 \cdot \left(\frac{r_{BB}}{r} \right)^3 + \frac{P_n}{(n-1) \cdot P_k} \left(\frac{r_{BB}}{r} \right)^3 \quad (7)$$

Окончательно уравнение (7) преобразуем к виду:

$$\left(\frac{r_{BB}}{r}\right)^3 = 2,5 + \frac{P_n}{(n-1) \cdot P_k} \cdot \left[1 - \left(\frac{r_{BB}}{r}\right)^n\right] \quad (8)$$

Принимаем во внимание, что $r_{BB} \ll r$, а $n \approx 3$, то можно установить, что $\left[1 - \left(\frac{r_{BB}}{r}\right)^n\right] \approx 1$, т.е. мало отличается от единицы. Тогда окончательно получим:

$$P_k = \frac{P_n}{2 \left[\left(\frac{r}{r_{BB}}\right)^3 - 2,5 \right]} \quad (9)$$

Из уравнения (9) следует, что давление воды подвергнутой при взрыве ВВ ударному действию продуктов детонации должно соответствовать давлению P_k , которое резко снижается с расстоянием (r). Однако при $\left(\frac{r}{r_{BB}}\right)^3 = 3,5$ давление воды (P_k) в окрестностях заряда ВВ будет всего в 2 раза ниже, чем давление во фронте детонационной волны (P_n). При этом радиус ударного действия на воду составит $1,52r_{BB}$. Вода в этой области будет иметь давление равное давлению продуктов детонации – $P_k(r)$. Плотность продуктов детонации в момент торможения в воде сос-

тавит
$$\rho_k = \frac{n+1}{n} \rho_{BB} \left(\frac{P_k}{P_n}\right)^{\frac{1}{n}}.$$

Под действием такого давления продуктов детонации ВВ вода ударно сжимается до высокой плотности.

В настоящее время известно уравнение состояния воды для области высоких давлений в виде уравнения [10]:

$$P_c - P_0 = A(\rho_c^k \rho_0^k), \text{ кг / см}^2, \quad (10)$$

где P_c, P_0 – давления ударно сжатой воды и начальное давление воды соответственно, кг/см^2 ;

ρ_c, ρ_0 – плотность ударно сжатой воды и ее начальная плотность соответственно, г/см^3 ;

A, k – коэффициенты в уравнении состояния воды, соответственно равные $A = 4250, k = 6,29$.

Давление в продуктах взрыва (ПВ) при гидровзрывании равно:

$$P_k = 4,335 \cdot 10^8 \left(\frac{\rho_{BB}}{\rho_{H_2O}}\right)^{6,20}, \text{ Па}$$

Плотность ударно-сжатой воды в момент времени, когда в области взаимодействия продуктов детонации ВВ и воды устанавливается давление, при котором они полностью заторможены равна ρ_c . Из уравнения (10) можно определить плотность ударно-сжатой воды в момент, когда давление в ней достигнет величины P_k :

$$P_c - P_0 \approx P_k = A(\rho_c^k - \rho_0^k).$$

Учитываем, что при $u_{ПД} = u_{УВ}$. величина $P_k = P_H/2$ и пренебрегая начальным атмосферным давлением P_0 , окончательно получим:

$$\rho_c = \left(\frac{P_H}{2 \cdot A} + \rho_0 \right)^{0,159}, \text{ г / см}^3. \quad (11)$$

Совместное решение уравнения (11) с уравнением состояния продуктов детонации при их расширении от P_H до P_k дает поразительный результат: в момент торможения продуктов детонации ВВ и ударного сжатия воды до давления P_k происходит выравнивание их плотностей. В конце концов они оказываются равны $\rho_c = \rho_{ВВ}$. Этот замечательный результат позволяет с одной стороны раскрыть положительный эффект гидровзрывания, который заключается в том, что при детонации ВВ в воде вокруг заряда образуется область ударно-сжатой воды, и заторможенных продуктов детонации, эта область имеет объем в 3,5 раза больше, чем первоначальный объем заряда ВВ. В этом объеме устанавливается давление P_k , равное половине давления детонации ВВ, а плотность ударно-сжатой воды ρ_c равна плотности продуктов детонации ВВ.

Тогда минимально допустимый объем водяной оболочки вокруг заряда ВВ равен:

$$V_{об \min} = 3,5 V_{ВВ} \quad (12)$$

Оптимальный размер водяной оболочки между центром заряда ВВ и разрушаемым объектом (кратчайший путь прохождения ударной волны в воде до встречи с твердой преградой) будет равен

$$R_{об} = \left(\frac{10,5 V_{ВВ}}{4 \pi} \right)^{0,333} = 1,38 \left(\frac{m_{ВВ}}{\pi \rho_{ВВ}} \right)^{0,33}, \text{ м} \quad (13)$$

Из рис. 1 получим, что оптимальная толщина водяного слоя между поверхностями заряда и разрушаемого объекта равна

$$\Delta_{об} = R_{об} - r_{ВВ}. \quad (14)$$

Расчеты по формулам (12-14) для $m_{ВВ} = 0,3$ кг и $\rho_{ВВ} = 1050$ кг/м³ дают следующие результаты:

$$V_{об \min} = 0,97 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3, R_{об} = 0,062 \text{ м}, \Delta_{об} = 0,021 \text{ м}.$$

Перед решением задачи по установлению толщины объекта, который способен разрушить взрыв накладного заряда в водяной оболочке, рассмотрим вкратце механизм разрушения твердых тел взрывом заряда ВВ.

При взрыве заряда на разрушаемый массив действует динамический удар, создаваемый продуктами детонации ВВ. В твердом теле возникают ударные волны, наиболее интенсивные у заряда и ослабляющиеся по мере удаления от него. В массиве образуются зоны: сжатия (раздавливания, дробления, вытеснения и уплотнения), трещинообразования (разрывов, растрескивания) и сотрясения (колебания твердой среды за пределами зоны разрушения) [3; 5]. Первая зона мала и имеет четкую границу с зоной трещинообразования.

Зоны вытеснения и разрывов на практике рассматривают как одну общую зону – зону разрушения (камуфлета).

Радиус зоны камуфлета равен [5]:

$$r_2 = r_2 \cdot r_{BB},$$

где r_2 - приведенный радиус зоны камуфлета устанавливается из эксперимента.

Вторая зона характеризуется образованием сети радиальных и кольцевых (прерывистых сферических) трещин. Хотя инженерами (военными и гражданскими) накоплен опыт расчета зарядов, однако до сих пор нет строгой теории формирования второй зоны, ни достаточно точных эмпирических формул для ее определения.

Первая зона характеризует способность ВВ при взрыве разрушать твердые преграды, непосредственно прилегающие к заряду или отстоящие от него на расстояние не более двух-трех радиусов заряда [5].

До выполнения настоящей работы отсутствовало аналитическое описание радиуса этой зоны (r_1) при контакте заряда ВВ с породой. В то же время положения современной теории взрыва дают возможность впервые решить эту задачу.

Накладной заряд ВВ с водяной оболочкой разрушает объект, имеющий определенную толщину в зависимости от времени действия на него ударной волны с параметрами, превосходящими предел прочности материала:

$$P_{y\partial} \geq [\sigma]_{np} \quad (15)$$

Начальные параметры ударной волны в водяной оболочке определяются из уравнений:

$$D_y = \frac{P_k}{\rho_o U_\epsilon} U_\epsilon = \frac{D_{BB}}{n+1} \left[(n+1) - (n-1) \cdot \left(\frac{P_k}{P_n} \right)^{0,333} \right];$$

так как показатель политропы продуктов детонации ВВ $n \approx 3$, то тогда

$$U_\epsilon = \frac{1}{4} D_{BB} \left[4 - 3 \cdot \left(\frac{1}{2} \right)^{1/3} \right] = 0,404 D_{BB}, \text{ а}$$

$$D_y = \frac{P_n}{0,81 \rho_o \cdot D_{BB}}$$

или

$$D_y = \frac{\rho_{BB} D_{BB}}{0,81 \rho_o \cdot D_{BB} (n+1)} = 0,31 D \left(\frac{\rho_{BB}}{\rho_o} \right), \text{ — м / с ;}$$

где D_y – скорость ударной волны в водяной оболочке;

P_n – давление детонации ВВ;

ρ_{BB}, ρ_o – плотность ВВ и воды соответственно;

D_{BB} – скорость детонации ВВ;

U_ϵ – массовая скорость ударносжатой воды за фронтом ударной волны.

Откольная прочность материала разрушаемого объекта (породы) равна:

$$[\sigma]_{np} = \frac{1}{2} \cdot \rho_n \cdot C_\partial \cdot U_{кр},$$

где C_∂ – скорость звука в материале;

$U_{кр} \approx 1,0 - 1,5$ м/с – критическая скорость откола.

Давление ударносжатой воды при разрушении материала на границе контакта равно:

$$P_y^e = 0,31 \cdot \rho_{BB} \cdot D_{BB} \cdot D_y,$$

Давление ударной волны в разрушаемой породе P_y и (в момент входа в породу) равно:

$$P_y^n = P_y^e \cdot k_{np},$$

где k_{np} – коэффициент преломления УВ.

$$k_{np} = \frac{2}{1 + \frac{\rho_n \cdot C_o}{\rho_y^e \cdot D_y}},$$

где ρ_n, C_o – плотность породы и скорость звука в породе соответственно;

ρ_y^e, D_y – плотность ударносжатой воды и скорости УВ соответственно;

Примерно толщину $\delta_{кр}$, которую может разрушить УВ в породе (строительной конструкции) можно определить по следующей формуле:

$$r_1 = R_{y\delta} - 1,52 \cdot r_{BB},$$

в зависимости от радиуса действия УВ в твердом материале

$$R_{y\delta} = 1,52 \cdot r_{BB} \left(\frac{P_y^n}{[\sigma]_{np}} \right)^{\frac{1}{3\gamma}}, \quad \text{м}$$

где γ – показатель политропы в уравнении состояния горных пород разрушаемых взрывом (по Г.И. Покровскому $\gamma \approx 8$).

Следовательно для того, чтобы знать точно толщину разрушаемого объекта, необходимо определить закон затухания ударной волны в материале разрушаемого объекта в зависимости от его толщины, и по условию (14) сравнивая $[\sigma]_{np}$ и P_y^n определить критическую толщину разрушения материала.

В качестве примера выполним расчет r_1 для следующих условий: горная порода – порфенит, $\rho_n = 2700$ м/с, $C_o = 5400$ м/с, $\rho_y^e = 1080$ кг/м³, $D_y = 1600$ м/с, $r_{BB} = 0,041$ м, $\gamma = 8$, $[\sigma]_{np} = 16$ МПа, $P_n = 5,7 \cdot 10^9$ Па, $m_{BB} = 0,3$ кг, $r_{BB} = 0,041$ м.

Решение

$$P_y^e \approx \frac{P_n}{2},$$

$$K_{np} = \frac{1}{1 + \frac{2700 \cdot 5400}{1080 \cdot 1600}} = 0,212,$$

$$P_y^n = \frac{5,7 \cdot 10^9}{2} \cdot 0,212 = 6,04 \cdot 10^8 \text{ МПа},$$

$$R_{y\delta} = 1,52 \cdot 0,041 \cdot \left(\frac{6,04 \cdot 10^8}{1,6 \cdot 10^7} \right)^{\frac{1}{24}} = 0,0275 \quad \text{м},$$

$$r_1 = 0,0275 - 0,041 = 0,0315 \quad \text{м}.$$

Представим параметр $P_{ув}$ в следующем численном виде:

$$P_{ув} = 1,768 \cdot r_{BB}.$$

Тогда

$$r_1 = 01,768 \cdot r_{BB} - r_{BB} = 0,768 \cdot r_{BB}. \quad (16)$$

Таким образом, при разрушении скальных пород взрывом мощных ВВ радиус дробления равен $r_1 = 0,768 \cdot r_{BB}$, м.

Вместе с тем для решения практических задач по разрушению горных пород и строительных конструкций необходимо знать радиус зоны разрушения (r_2).

Достаточную для практики проектную величину радиуса зоны разрушения установим через соотношения между проведенными радиусами зон дробления и разрушения, т.е. r_2/r_1 .

Системный анализ данных, взятых из опубликованных работ по разрушению горных пород взрывом, позволил в работе [1] установить приведенный радиус зоны разрушения, равный в зависимости от прочности пород на сжатие, а именно:

$$\bar{r}_2 = 18,7 \dots 34,0.$$

При взрывании сосредоточенного заряда мощного ВВ (тротила или аммонита БЖВ и др.) в скальных породах ($f = 8 \dots 13$) приведенный радиус зоны сжатия

$$\bar{r}_{1cp} = 1,85.$$

(дробления) равен [5]: $r_1 = (1,5 \dots 2,2)$ при среднем его значении -

Исходя из этих приведенных значений коэффициентов пропорциональности r_2 и r_1 получим:

$$r_2 = (10,1 \dots 18,4) \cdot r_1.$$

Выразим радиус дробления через радиус ВВ (16), получим интервал изменения радиуса разрушения твердых материалов взрывом накладного заряда в водонаполненной оболочке, численно равному критической толщине «пластины» материала, которую способен разрушить упомянутый заряд ($\delta_{кр}$), а именно:

$$r_2 = \delta_{кр} = (10,1 \dots 18,4) \cdot 0,768 \cdot r_{BB}$$

или

$$r_2 = \delta_{кр} = (7,8 \dots 14,1) \cdot r_{BB} \quad (17)$$

По полученным зависимостям (16, 17) рассчитаем значения r_1 и $\delta_{кр}$ для наиболее распространенных величин зарядов ВВ:

для $m_{ВВ} = 0,3$ кг

$r_1 = 0,032$ м; $\delta_{кр} = (0,32 \dots 0,58)$ м;

для $m_{BB} = 0,6$ кг

$r_1 = 0,039$ м; $\delta_{кр} = (0,40 \dots 0,72)$ м.

Важным остается вопрос, а на сколько можно ожидать снижение удельного расхода ВВ при гидровзрывании по сравнению со взрыванием открытых накладных зарядов.

Очевидно, что такое снижение удельного расхода определяется отношением импульсов взрыва накладного заряда в водяной оболочке (J_n^r) и открытого («сухого») накладного заряда (J_n^c), а именно:

$$J_{n.отн.} = \frac{J_n^r}{J_n^c}. \quad (18)$$

Зная величину этого отношения ($J_{отн.}$) представляется возможным скорректировать установленную практикой [1-5] значение увеличения удельного расхода ВВ на разрушение твердых материалов накладными зарядами по сравнению со шпуровым методом.

Для определения импульса взрыва накладного заряда получены следующие уравнения [12]:

при взрывании в водяной оболочке (при равенстве плотности ударносжатой воды и продуктов взрыва ВВ):

$$J_n^r = 0,2 S \rho_{BB} \cdot r_{BB} \cdot D_{BB} \left(1 + \sqrt{\frac{V_{об} \cdot \rho_{об}}{V_{BB} \cdot \rho_{BB}}} \right) = 0,2 m_{BB} D_{BB} \left(1 + \sqrt{\frac{3,5 \cdot \rho_{об}}{\rho_{BB}}} \right) = 0,2 m_{BB} D_{BB} \left(1 + 1,87 \sqrt{\frac{\rho_{об}}{\rho_{BB}}} \right) \approx 0,57 m_{BB} D_{BB};$$

при взрывании открытого заряда

$$J_n^c = 0,2 m_{BB} D_{BB}.$$

Тогда по формуле (18) имеем:

$$J_{отн.} = \frac{J_n^r}{J_n^c} = \frac{0,57 \cdot m_{BB} \cdot D_{BB}}{0,2 m_{BB} D_{BB}} = 2,85 \text{ раза}.$$

Ранее проведенные эксперименты по ликвидации угольного склада шахты № 2 «Новгородовская» [13] подтверждают установленную степень эффективности гидровзрывания по сравнению со взрыванием накладных зарядов. Стены склада железобетонные толщиной 0,5 м (металлические опоры в бетоне стены были представлены из рельс Р-24 и спецпрофиля СВП-27, связанные между собой металлической арматурой диаметром 6...8 мм через 0,9 м). В качестве ВВ использовался пластичный детонирующий кабель разминирования ДКРП-4 диаметром 70 мм (70% гексогена, $D_{ВВ} = 7,8$ км/с, теплота взрыва – 6270 кДж/кг, плотность 1,62 г/см³). Накладной заряд массой 1,0 кг и длиной 0,25 м взрывался практически «сухим» (наполовину оголенным при недостаточном объеме воды из-за сильного мороза). Заряды на стене размещались в 3 ряда по вертикали при расстоянии между рядами 1,0 м и зарядами в ряду – 1,3 м. После взрывания стена не разрушилась.

Действительно, уменьшив в 2,85 раз $\delta_{кр}$ в формуле (17) получим, что для случая взрывания «сухих» накладных зарядов его значение будет равно 0,25 м.

Следовательно, при взрывании накладных зарядов в водяной оболочке удельный расход ВВ будет превышать удельный расход ВВ при шпуровом методе взрывания не в 5...15 раз, как имеет место при взрывании открытых накладных за-

рядов [1-5], а в $\frac{5}{2,85} \dots \frac{15}{2,85} = 1,8 \dots 5,3$ *раза* .

Это означает, что с достаточной для практики точностью можно считать, что степень повышения удельного расхода ВВ при гидровзрывании накладных зарядов по сравнению со шпуровым методом взрывания при наличии забойки в шпуре равна:

$$K = 1,8 \dots 5,3. \quad (19)$$

Экспериментальное подтверждение достоверности зависимости (19) получено при разрушении здания котельной (стены кирпичные толщиной 0,38 м) в процессе ликвидации поверхностного комплекса закрытой шахты № 2 шахтоурпавления им. газеты «Правда» накладными зарядами аммонита Т-19 массой 0,6 кг и 0,9 кг (заряды чередовались через 0,6 м) в водяной оболочке удельный расход ВВ составил 8,3 кг/м³ [8]. При разрушении зданий такой конструкции шпуровым методом удельный расход ВВ равен 1,8 кг/м³ [8]. Следовательно,

$J_{отн} = \frac{8,3}{1,8} = 4,6$ *раза* , т.е. располагается в пределах установленного (19) диапазона изменений.

Кроме того, эти эксперименты подтвердили установленные значения $\delta_{кр}$, а именно: взрывом накладных зарядов в водяной оболочке разрушена кирпичная стена толщиной 0,38 м [8], что меньше установленного нижнего предела значений $\delta_{кр}$, равного 0,40 м.

Таким образом, предложенный метод определения удельного расхода позволяет, как было сказано в работе [14], получить результат, который может быть использован в процессе разработки проектов по разрушению объектов накладными зарядами в режиме гидровзрывания.

Выводы

Установлена минимально эффективная толщина водяной оболочки между зарядом ВВ и поверхностью разрушаемого материала.

Предложен метод определения толщины разрушаемого материала в зависимости от параметров падающей на него ударной волны и функция затухания ударной волны в материале с учетом его откольной прочности.

Дана сравнительная оценка эффективности взрывания накладных зарядов с водяными оболочками и шпуровых зарядов с забойкой. Показано, что ожидаемое снижение удельного расхода ВВ при гидровзрывании по сравнению со взрыванием открытых накладных зарядов достигается в 2,85 раза.

Работа будет продолжена в направлении установления зависимости удельного расхода ВВ на разрушение твердого материала от импульса взрыва шпуровых и накладных зарядов.

Список использованной литературы

1. Покровский Г.И. Взрыв. – 4-е изд. перераб. и доп. / Г.И. Покровский. – М.: Недра, 1980. – 190 с.
2. Асонов В.А. Взрывные работы. В.А. Асонов. – М.: Углетехиздат, 1948. – 280 с.

3. Таранов П.Я. Буровзрывные работы / П.Я. Таранов. – М.: Углетехиздат, 1958. – 370 с.
4. Ефремов Э.И. Справочник по взрывным работам / Э.И. Ефремов, А.А. Вовк. – К.: Наукова Думка, 1983. – 327 с.
5. Шевцов М.Р. Руйнування гірських порід вибухом. Підручник для вузів. – 4-е видання перероб. і доп. / М.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левіт, О.Г. Гудзь. – Донецьк: ТОВ «Лебідь», 2003. – 272 с.
6. Шустов Н.В. Взрывогидравлический способ разрушения твердых сред / Н.В. Шустов. – М.: Недра, 1968. – 48 с.
7. Декларацийний патент на винахід № 42339А. Україна, F42D3/00, E21C37/00. Спосіб руйнування твердих матеріалів / Шевцов М.Р., Макаров А.А., Сірацьов І.Ж. – 16.01.01; Опубл. 15.10.01. Бюл. № 9.
8. Шевцов М.Р. Промислові вибухові технології: Навчальний посібник для вузів / М.Р. Шевцов, В.В. Левіт, О.І. Рубльова. – Донецьк: Норд-Прес, 2010. – 283 с.
9. Баум Ф.А. Физика взрыва / Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер. – М.: Физматгиз, 1959. – 799 с.
10. Яковлев Ю.С. Гидродинамика взрыва / Ю.С. Яковлев. – Л.: Судпромгиз, 1961. – 312 с.
11. Фам Ван Лан. Обоснование безопасных параметров камуфлетного взрывания при открытом способе разрушения горных пород и строительных конструкций / Фам Ван Лан: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.26.01 / Донецкий национальный технический университет. – Донецк, 2001. – 20 с.
12. Калякин С.А. Значение факторов, определяющих безопасные и эффективные параметры способа обратного инициирования заряда ВВ / Калякин С.А. / Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах / Сб. научн. тр. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс, 2004. – С. 164-177.
13. Проект производства взрывных работ по разрушению железобетонной стены угольного склада шахты № 2 «Новогородовская» по технологии гидровзрывания, разработанной кафедрой СШ и ПС ДонНТУ: БВР-2002-03-ГЦ: Согл. ОАО «Донецкшахтострой» 22.11.02. – Донецк: АООТ «Шахтспецстрой», 2002. – 14 с.
14. Развитие научных основ системы гидровзрывания в шахтах, опасных по газу или пыли: Отчет о НИР (заключительный) / Донецкий национальный технический университет. - № ГР0105U002292. – Донецк, 2007. – 225 с.

Надійшла до редакції 29.03.2013

С.О. Калякін, М.Р. Шевцов, Р.О. Стрільчук, І.Ж. Сірацьов

УМОВИ РУЙНУВАННЯ ГІРНИЧИХ ПОРІД ТА БУДІВЕЛЬНИХ КОНСТРУКЦІЙ НАКЛАДНИМИ ЗАРЯДАМИ ВР В РЕЖИМІ ГІДРОПІДРИВАННЯ

За допомогою аналітичних досліджень встановлено параметри руйнування твердих матеріалів вибухом накладних зарядів, що містяться у водяній оболонці.

Ключові слова: накладний заряд, водяна оболонка, детонація, імпульс вибуху, твердий матеріал.

S.A. Kaljakin, Shevtsov, R.A. Streltnuk, I.J. Sirathev

THE CONDITIONS OF MINING ROCK AND BUILDING CONSTRUCTIONS DESBRUCTION BY THE MUD CAP CHARGES OF EXPLOSIVE AGENTS IN THE HUDRAULIC EXPLOSION CONDITIONS.

The parameters of hard materials desbrsctions by the mad cap charges in the water casing explosive had been determined by means of the analytic reserds.

Keywords: mud cap charge, water casing, detonation, explosion impuls, hard material.

УДК 622.235.53

С.А. КАЛЯКИН (д-р техн. наук, доц.)

А.Н. ШКУМАТОВ (канд. техн. наук, доц.)

К.Н. ЛАБИНСКИЙ (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

УПРАВЛЕНИЕ РАЗРУШАЮЩИМ ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВА УДЛИНЕННОГО ШПУРОВОГО ЗАРЯДА ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

Проанализировано состояние проблемы управления разрушающим действием взрыва при использовании сплошных и рассредоточенных зарядов. Сделано теоретическое обоснование полной и относительной работоспособности с использованием соответствующих коэффициентов и установленных функциональных зависимостей. Исследовано влияние способа инициирования детонации в шпуровом заряде на работоспособность. Приведены результаты лабораторных испытаний конструкции зарядов с рефракторами – устройствами для искривления или преломления движения продуктов взрыва. Обоснована целесообразность использования в рассредоточенных шпуровых зарядах инертных и активных рефракторов с осевым каналом и определен его рациональный диаметр. Измерена скорость канальной ударной волны в рефракторе. Приведены экспериментальные данные по бризантной и фугасной составляющим действия взрыва для рассредоточенного заряда с расположением рефракторов на его торцах. Разработана рациональная конструкция удлиненного рассредоточенного заряда взрывчатого вещества. Определено направление дальнейших исследований.

Ключевые слова: конструкция заряда, бризантность, фугасность, рефрактор, инициирование

Введение.

Проблема управления разрушающим действием взрыва шпурового заряда взрывчатого вещества (ВВ) в горных породах при сооружении выработок является ключевой для повышения эффективности и безопасности взрывных работ. Особую важность она приобретает в глубоких угольных шахтах, где горный массив находится в напряженном состоянии, и проявляются газодинамические явления в виде выбросов угля, пород и газа.

Анализ публикаций и результатов последних исследований показал, что существуют способы управления разрушающим действием взрыва заряда ВВ, основанные на взаимодействии его отдельных частей, рассредоточенных по длине шпура. В работах [1, 2] установлено, что при взрыве сплошных зарядов ВВ горные породы разрушаются в ближней зоне, прилегающей к заряду, за счет сил сжатия. На последующих фазах разрушение пород происходит за счет действия ударной волны и расширяющихся газообразных продуктов взрыва. При одновременном инициировании рассредоточенных зарядов происходит соударение продуктов детонации в промежутках шпура, не заполненных ВВ. Это усиливает волновое воздействие взрыва на массив горных пород по длине заряда и увеличивает продолжительность импульса взрыва. Однако ряд теоретических и практических аспектов воздействия взрыва рассредоточенных зарядов на разрушаемый массив остаются недостаточно исследованными.

Целью работы является исследование влияния конструкции шпурового заряда ВВ и способа его инициирования на разрушающее действие взрыва. Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- обосновать рациональную конструкцию шпурового заряда ВВ;
- исследовать способы инициирования ВВ в заряде;
- исследовать влияние бризантного и фугасного действия взрыва на эффективность разрушения горного массива.

Результаты исследования и их обсуждение.

Известно, что полезная работа взрыва заряда зависит от бризантных и фугасных форм работы взрыва ВВ [3]. Бризантное действие – это способность дробить массив, непосредственно прилегающий к заряду ВВ. Фугасное действие – это способность разрушать и перемещать разрушенный массив за счет адиабатического расширения газообразных продуктов взрыва заряда ВВ. Однако, следует отметить, что между бризантным и фугасным действиями нет четко выраженной грани. На практике во взрывной терминологии закрепились применяются термины «бризантность ВВ» и «фугасность ВВ».

В настоящее время бризантность и фугасность ВВ определяют при помощи соответствующих методов испытаний. Бризантность – методом Гесса (по величине обжата свинцовых столбиков) и на баллистическом маятнике (по импульсу взрыва ВВ). Фугасность определяют методом Трауцля (по величине расширения канала свинцовой бомбы) и при помощи баллистической мортиры (по углу ее отклонения при взрыве ВВ) [4]. По этим показателям различные типы ВВ сравнивают между собой.

Задача усложняется при сравнении между собой сплошных и рассредоточенных зарядов ВВ, инициируемых различными способами.

Согласно работы [5], полная работа взрыва каждого заряда ВВ определяется его общей энергией взрыва E_3 , определяемой с помощью выражения:

$$E_3 = m_{ВВ} \cdot Q_{ВВ}, \text{ кДж}, \quad (1)$$

где $m_{ВВ}$ - масса заряда ВВ, кг;

$Q_{ВВ}$ - удельная теплота взрыва ВВ, кДж/кг.

При этом работоспособность заряда ВВ зависит от коэффициента полезного действия взрыва (КПД) и равна:

$$A_3 = \eta \cdot E_3 = \eta \cdot m_{ВВ} \cdot Q_m, \text{ кДж}, \quad (2)$$

где η - КПД действия взрыва.

Учитывая то, что методами испытаний ВВ удается определить как бризантное, так и фугасное действие взрыва заряда ВВ, уравнение (2) можно записать в следующей форме (3).

$$A_3 = \eta \cdot m_{ВВ} \cdot Q_m \cdot f(A_6) \cdot f(A_\phi), \text{ кДж}, \quad (3)$$

где $f(A_6)$ - функция, описывающая доленое участие бризантной составляющей работы взрыва в полной работоспособности заряда ВВ;

$f(A_\phi)$ - аналогичная функция для фугасной составляющей.

Если для одного и того же типа ВВ применить стандартные методы испытаний на бризантность и фугасность, а одну из конструкций заряда взять в качестве эталонной, то можно определить относительную работоспособность A_0 любой другой конструкции заряда:

$$A_0 = \frac{A_3'}{A_3^{эм}} = f' \left(\frac{A_6'}{A_6^{эм}} \right) \cdot f' \left(\frac{A_\phi'}{A_\phi^{эм}} \right), \quad (4)$$

где $f' \left(\frac{A'_6}{A_6^{эм}} \right)$ и $f' \left(\frac{A'_\phi}{A_\phi^{эм}} \right)$ - отношения экспериментальных показателей,

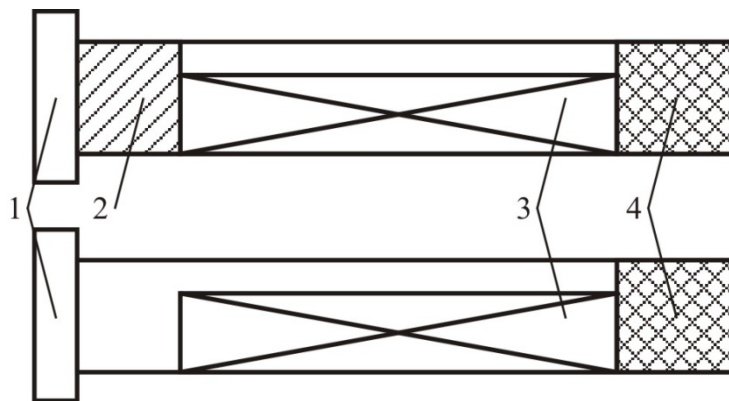
характеризующих бризантную и фугасную составляющие работы взрыва заряда ВВ к эталонным.

В данных исследованиях бризантная составляющая работы взрыва заряда оценивалась импульсом взрыва ВВ по отклонению баллистического маятника (l, мм). Фугасная составляющая – по объему воронки выброса в песчаной подушке взрывной камеры (V, см³). В качестве эталона принят сплошной удлиненный заряд с прямым инициированием ВВ. Таким образом определив по стандартным методикам бризантность и фугасность для зарядов одинаковой массы из одного типа ВВ, но имеющих разную конструкцию, с помощью уравнения (4) можно определить их относительную работоспособность и выполнить сравнение относительных работоспособностей различных конструкций зарядов.

Известно, что наиболее эффективными способами управления разрушающим действием взрыва шпурового заряда ВВ являются:

- способы инициирования детонации ВВ в шпуровом заряде [6];
- создание воздушных промежутков или инертных пересыпок между отдельными частями ВВ в шпуровом заряде [6,7];
- применение рефракторов для изменения движения ударной волны и продуктов детонации ВВ при взрыве шпурового заряда [8].

Исследование влияния способа инициирования детонации ВВ в шпуровом заряде на его работоспособность. Отличие эффективности обратного способа инициирования по сравнению с прямым было получено при исследовании зарядов ВВ на баллистическом маятнике конструкции МакНИИ [9]. Конструкции испытываемых зарядов ВВ показаны на рис. 1.



1 – носок маятника; 2 – песчано-глиняная забойка; 3 – заряд ВВ; 4 – алебастро-цементная пробка

Рис. 1 – Конструкции зарядов ВВ

Модель шнура представляла собой оболочку диаметром Ø36 мм, изготовленную из плотной бумаги с алебастро-цементной пробкой в нижнем торце. В нее помещали патрон угленита-13П диаметром Ø28 мм массой 100 г. Применялось как прямое, так и обратное инициирование заряда ВВ.

1-я конструкция шпурового заряда предусматривала заполнение свободной от заряда ВВ части оболочки песчано-глинистой забойкой, которая контактировала с носком баллистического маятника, т.е. измерялась фугасность взрыва.

2-я конструкция не имела песчано-глинистой забойки. Поэтому при взрывании ударная волна и продукты детонации ВВ непосредственно воздействовали на носок баллистического маятника, т.е. измерялась бризантность действия взрыва.

Результаты проведенных испытаний и расчета полного импульса взрыва приведены в табл. 1.

Таблица 1 - Значения импульсов взрыва заряда ВВ

Номер конструкции	Способ инициирования	l , мм	I , Н·с	$I_{\text{оти}} = \frac{I_{\text{обр}}}{I_{\text{пр}}}$
1-я, с забойкой	прямое	9,7	2,636	0,990
	обратное	9,6	2,609	
2-я, без забойки	прямое	9,5	2,582	1,147
	обратное	10,9	2,962	

Полученные результаты достаточно хорошо согласуются с практическими, полученными при производстве взрывных работ с применением обратного и прямого способов инициирования зарядов ВВ [10].

Относительная работоспособность шпурового заряда ВВ при обратном его инициировании оказалась выше, чем при прямом:

$$A_0 = 0,99 \cdot 1,147 = 1,136.$$

Исследование влияния рефракторов, расположенных в шпуровом заряде ВВ, на его работоспособность. В патенте Украины [11] предложена конструкция шпурового заряда ВВ, у которого в обоих торцах заряда установлены рефракторы из активного (способного при взрыве заряда выделять дополнительную энергию) или инертного материала. Назначение рефракторов – обеспечивать управление действием на породы продуктов детонации ВВ за счет перераспределения их действия из осевого направления в радиальное. За счет этого усиливается боковой импульс взрыва заряда ВВ и возрастает как фугасное (объем воронки выброса V), так и бризантное (импульс I) действие взрыва на разрушаемые породы. Для данной конструкции были также проведены эксперименты по определению относительной работоспособности A_0 . Полученные результаты приведены в табл.2.

Анализ полученных результатов показал, что относительная (по сравнению со сплошным эталонным зарядом ВВ) работоспособность шпурового заряда с инертным рефрактором в донной части составляет 1,648, а при использовании рефрактора из активного материала (затвердевшая смесь аммиачной селитры и эпоксидной смолы) - 2,15.

Таблица 2 – Бризантное и фугасное действие взрыва зарядов ВВ с рефракторами в донной части

Конструкция заряда	Масса, г		Бризантность		Фугасность, V , см ³	A_0
	ВВ	рефр.	l , мм	I , Н·с		
сплошной	50	-	55	14,945	36064,6	1,0
с инертным рефрактором	50	25	60	16,304	54503,7	1,648
с активным рефрактором	50	52,5	55	14,945	77553,7	2,150

Исследование конструкций шпурового заряда с вариантами рассредоточения ВВ по длине заряда и применением различных способов инициирования ВВ. Конструкция заряда, как один из методов усиления разрушающего действия взрыва ВВ, позволяет существенно повысить его работоспособность. Исследования показали, что существенный эффект разрушения пород достигается при создании в заряде ВВ воздушных промежутков [12]. Такие заряды при взрыве позволяют:

- снизить переизмельчение породы вокруг заряда за счет снижения давления продуктов взрыва ВВ в шпуре;
- увеличить продолжительность разрушающего действия продуктов взрыва ВВ на горный массив;
- обеспечить интерференцию ударных волн в шпуре, что благоприятно влияет на качество дробления породы при взрыве.

Тем не менее, рациональные параметры рассредоточенных зарядов ВВ до конца не установлены и требуют обоснования и экспериментальной проверки. При исследовании рассредоточенных зарядов применялись следующие способы инициирования ВВ: боковое, среднее, встречное - двустороннее, линейное. В заряде между частями ВВ создавались как воздушные, так и инертные (заполненные щебнем с размером фракций 2-5 мм) промежутки. Также в промежутках между рассредоточенными зарядами ВВ применялись инертные и активные рефракторы с осевым каналом для передачи детонации от одной части заряда к другой. Общая масса заряда ВВ составляла 80 гр. (2 по 40 гр. в конструкциях г), д), ж), з)), диаметр заряда составлял 28 мм, длина заряда ВВ составляла 120 мм (2 по 60 мм в конструкциях г), д), ж), з)). Конструкции исследуемых зарядов ВВ приведены на рис.2.

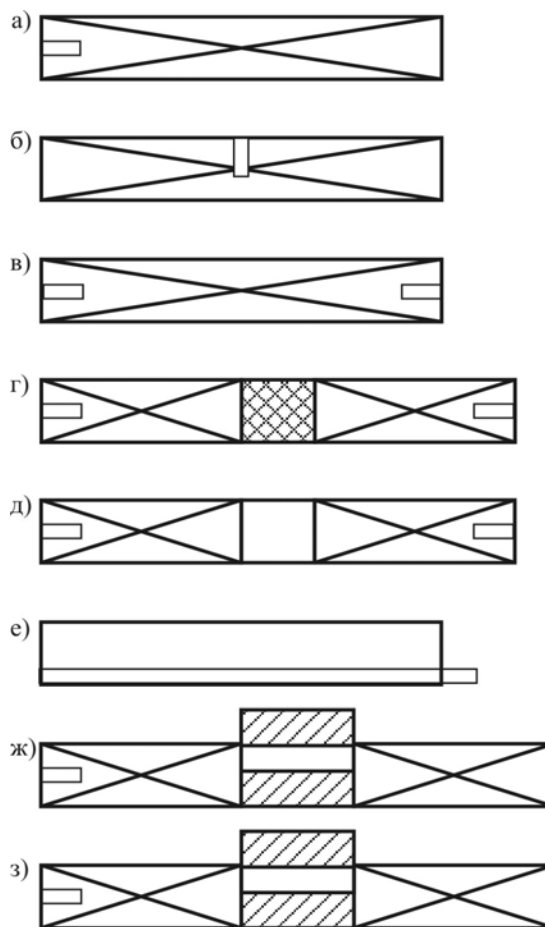
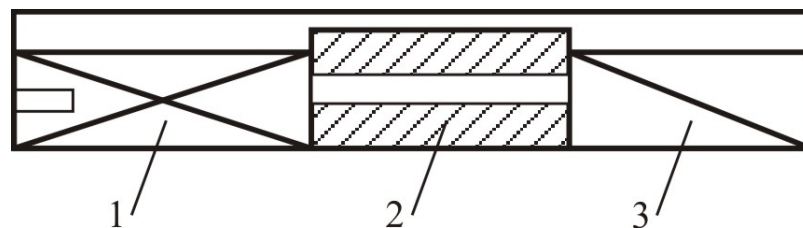


Рис. 2 – Конструкции зарядов

Показанные на рис. 2 конструкции удлиненных зарядов ВВ инициировали следующим образом: а) – инициирование с торца заряда; б) – среднее инициирование; в) – двухстороннее инициирование; г) – двухстороннее инициирование рассредоточенного заряда с двухсантиметровым инертным промежутком из щебня; д) – двухстороннее инициирование рассредоточенного заряда с двухсантиметровым воздушным промежутком; е) – линейное инициирование; ж) – одностороннее инициирование заряда, разделенного пассивным рефрактором с наружным диаметром 36 мм, диаметром канала 11 мм, длиной 30 мм; з) – то же самое, но с активным рефрактором.

Применение рефракторов с осевым каналом для рассредоточения частей заряда ВВ по длине шнура позволяет эффективно управлять разрушающим действием взрыва, снизить расход ВВ, обеспечить надежную передачу детонации от одной части заряда к другой. Это позволяет отказаться от использования большого числа патронов-боевиков или промежуточных детонаторов в рассредоточенных зарядах ВВ. Исследовались конструкции рефракторов с осевым каналом диаметром $(0,5...1,0) d_{кр}$ ($d_{кр}$ – критический диаметр аммонита №6 ЖВ). Схема установки рефракторов в заряде при проведении исследований по передаче детонации от одной части заряда ВВ к другой через осевой канал приведена на рис.3. Диаметр активного и пассивного патрона принимался равным 32 мм; наружный диаметр рефрактора составил 36 мм; длина активного патрона – 120 мм; длина пассивного рефрактора – 100 мм; длина пассивного патрона – 80 мм; длина активного рефрактора – 90 мм. Испытания проводились в макете шнура внутренним диаметром 45 мм. Результаты испытаний рассредоточенных рефрактором с осевым каналом зарядов аммонита №6 ЖВ приведены в табл.3.



1 – активный патрон; 2 – рефрактор; 3 – пассивный патрон

Рис. 3 – Схема конструкции рассредоточенного заряда ВВ для проведения исследований по передаче детонации

Таблица 3 – Скорость детонации ВВ в рассредоточенном рефракторами заряде аммонита №6 ЖВ

№	Тип рефр.	Канал		$D_{акт.}$ м/с	$D_{кан.}$ м/с	$D_{пасс.}$ м/с
		$d_{вн.}$, мм	l , мм			
1	Пассивн.	15	100	4604	5031	2310
2	Пассивн.	7	100	4638	6130	1619
3	Активн.	6	90	4827	5070	2689

Исследования показали, что рефрактор с центральным осевым каналом диаметром от 6 до 15 мм надежно передает детонацию от одной части ВВ к другой при длинах рефрактора и зарядов ВВ равных 120мм : 90мм : 80мм. Средняя скорость канальной ударной волны в рефракторе составляет от 5030 м/с до 6130 м/с. Это в 1,3-1,4 раза выше скорости детонации аммонита в патроне-боевике. Таким образом, доказана способность конструкции рассредоточенного заряда ВВ с рефракто-

рами надежно передавать детонацию от активной части ВВ пассивной. Для определения их работоспособности относительно удлиненного заряда ВВ сплошной конструкции были проведены испытания зарядов, конструкции которых показаны на рис.2. Внутренний диаметр макета шпура составил во всех случаях 45 мм. Результаты испытаний приведены в табл.4.

Анализ полученных результатов показал, что наиболее эффективными являются конструкции зарядов, в которых ВВ рассредоточено активным или инертным рефрактором, при среднем инициировании ВВ в заряде. При дополнительной установке рефракторов в торцах заряда ВВ можно еще более усилить разрушающее действие взрыва заряда ВВ. Учитывая это, для эффективного разрушения пород предлагается использовать шпуровые монозаряды ВВ с рефракторами из активного и инертного материалов. Это позволит уменьшить при производстве взрывных работ расход взрывчатого вещества на 50-60% и получит значительный экономический эффект.

Выводы.

1. Проведенные исследования позволили установить эффективность обратного и среднего инициирования шпуровых зарядов ВВ по сравнению с прямым.
2. Обоснована конструкция рассредоточенного шпурового заряда, в котором ВВ разделено рефракторами с осевым каналом для передачи детонации от одной части ВВ другой.
3. Установлены рациональные параметры шпурового заряда, рассредоточенного рефракторами, в котором осуществляется среднее инициирование заряда ВВ.

Таблица 4 – Результаты исследований

Констр. зар.	Фугасность		Бризантность		A_0
	V, л	V_0	l, мм	l_0	
а)	64,80	1,000	109	1,000	1,000
б)	68,76	1,061	123	1,128	1,197
в)	64,80	1,00	131	1,202	1,202
г)	66,11	1,020	121	1,110	1,130
д)	67,43	1,041	123	1,128	1,175
е)	65,45	1,010	109	1,142	1,010
ж)	69,44	1,072	106	0,970	1,042
з)	74,93	1,156	97	0,890	1,029

Дальнейшие исследования целесообразно проводить в направлении повышения КПД работы взрыва заряда ВВ. В практическом плане необходимо повышать объем внедрения разработанной конструкции заряда ВВ при производстве взрывных работ.

Список использованной литературы

1. Мельников Н.В. Энергия взрыва и конструкция заряда / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко. – М.: Недра, 1964. – 198 с.
2. Краловецкий М.И. Опыт взрывных работ с применением воздушных промежутков / М.И. Краловецкий // Взрывное дело № 54/11. – М.: Недра, 1964. – С. 318-322.
3. Беляев А.Ф. Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем / А.Ф. Беляев. – М.: Наука, 1968. – 254 с.
4. Дубнов Л.В. Промышленные взрывчатые вещества / Л.В. Дубнов, Н.С. Бакаревич, А.И. Романов. - М.: Недра, 1988. – 357 с.
5. Андреев К.К. Теория взрывчатых веществ / К.К. Андреев, А.Ф. Беляев. – М.: Оборонгиз, 1960. – 595 с.

6. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых / Э.О. Миндели. – М.: Недра, 1966. – 559 с.
7. Рублева О.И. Обоснование эффективных конструкций и параметров шпуровых зарядов при проходке вертикальных стволов : автореферат дисс. на соиск. научн. степени канд. техн. наук : спец. 05.15.04. «Шахтное и подземное строительство» / О.И. Рублева. – Днепропетровск, 2008. – 17 с.
8. Шкуматов А.Н. Совершенствование буровзрывной технологии проведения выработок путем управления импульсом взрыва зарядов взрывчатых веществ: автореферат дисс. на соиск. научн. степени канд. техн. наук : спец. 05.15.04. «Шахтное и подземное строительство» / А.Н. Шкуматов. – Днепропетровск, 2007. – 18 с.
9. Галаджий Ф.М. Определение бризантности действия ВВ по импульсу взрыва / Ф.М. Галаджий, С.Н. Сахненко // Безопасность взрывных работ. - сб. ст. МакНИИ. – Киев: Техника, 1967. – С.3-19.
10. Калякин С.А. Значение факторов, определяющих безопасные и эффективные параметры способа обратного инициирования заряда ВВ / С.А. Калякин // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. – сб. научн. тр. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс, 2004. – Часть I. – С.164-176.
11. Пат.22903 У Україна МПК⁶ F420 1/00 Шпуровий або свердловинний заряд вибухової речовини / С.О. Калякін, О.М.Шкуматов – № u 200700028; заяв.02.01.2007; надр. 25.04.2007.–Бюл. № 5.
12. Мельников В.Н. Повышение полезной работы взрыва при отбойке полезных ископаемых / В.Н. Мельников // Взрывное дело № 54/11. – М.: Недра, 1964. – С. 7-35.

Надійшла до редколегії 02.04.2013

С.О.Калякін, О.М.Шкуматов, К.М.Лабінський
Донецький національний технічний університет, Донецьк

УПРАВЛІННЯ РУЙНУЮЧОЮ ДІЄЮ ВИБУХУ ПОДОВЖЕНОГО ШПУРОВОГО ЗАРЯДУ ВИБУХОВОЇ РЕЧОВИНИ

Проаналізований стан управління руйнівною дією вибуху при використанні суцільних і розосереджених зарядів. Зроблене теоретичне обґрунтування повної та відносної їхньої працездатності з використанням відповідних корегуючих коефіцієнтів і встановлених функціональних залежностей. Досліджений вплив способу ініціювання детонації у шпуровому заряді на працездатність. Наведені результати лабораторних випробувань конструкцій зарядів з рефракторами – пристроями для скривлення / переломлення руху продуктів вибуху. Обґрунтована доцільність використання у розосереджених шпурових зарядах інертних та активних рефракторів з осьовим каналом та визначений його раціональний діаметр. Виміряна швидкість каналної ударної хвилі у рефракторі. Наведені експериментальні дані щодо бризантної та фугасної складових дії вибуху для розосередженого заряду з розташуванням рефракторів на його торцях. Розроблена раціональна конструкція подовженого розосередженого заряду вибухової речовини. Визначений напрямок подальших досліджень.

Ключові слова: конструкція заряду, бризантність, фугасність, рефрактор, ініціювання

S.A.Kalyakin, A.N.Shkumatov, K.N.Labinskiy
Donetsk National Technical University, Donetsk

DRIVING OF CRACKING ABILITY OF EXPLOSION OF ELONGATED BLAST-HOLE CHARGES OF EXPLOSIVES

The state of driving of cracking ability of explosion with using of elongated blast-hole charges was analyzed. The theoretical grounding of full and relative workability with using of coefficients and dependences was made. An effect of the method of detonation initiation in blast-hole charge on the strength of explosive is investigated. The laboratory experiments of charges with refractors - devices for bending / refraction of the explosion products – are resulted. The velocity of shock wave in the channel of refractor was measured. The experimental data of strength of explosion depending on refractors' location are shown. A rational construction of elongated explosive charge is made. The directions for further researches are specified.

Keywords: charge construction, blasting, strength of explosion, refractor, initiation

УДК 622.26: 622.273

В.И. КАМЕНЕЦ (канд. техн. наук, доцент)

Н.Н. ТАТАРЕНКО (магистрант)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОВЕДЕНИЯ И ПОДДЕРЖАНИЯ ВЫРАБОТОК УКЛОННОГО ПОЛЯ ШАХТЫ «ОКТЯБРЬСКИЙ РУДНИК»

Приведены результаты шахтных инструментальных наблюдений за устойчивостью подготовительных выработок, рассмотрены особенности новых технологических схем комбайнового проведения и возможность их применения на шахте «Октябрьский рудник».

Ключевые слова: инструментальные наблюдения, способ проведения, устойчивость породного контура, пустоты за крепью, комбинированное крепление, форма сечения, комбайновый проходческий комплекс.

Перспектива шахты связана с отработкой уклонного поля на глубинах 1100 -1400 м. Шахта «Октябрьский рудник» с запасами энергетических и коксующихся углей около 96 млн. тонн (вскрытые 5,6 млн. тонн) Постановлением КМУ №987 от 19.09.12 г. включена в перечень угледобывающих предприятий, подлежащих приватизации в 2013 – 14 годах. Со сменой собственника или приходом инвестора возникнет необходимость наращивания производственной мощности [1], увеличения количества разрабатываемых пластов, перехода к столбовым и комбинированным системам разработки с наращиванием объемов проведения [2], поэтому вопрос совершенствования технологий проведения и поддержания выработок уклонного поля для шахты весьма актуален.

В настоящее время шахтой разрабатывается пласт k_8 (две лавы со сплошной системой разработки). В 2013 году предполагается ввести в эксплуатацию очистной забой по пласту l_8' (также сплошная система разработки). Затем будут дорабатываться вскрытые запасы пласта m_3 .

За последние годы на шахте средний объем проведения подготовительных выработок составляет лишь 1,5-2 км. В основном применяется буровзрывной способ проходки из-за отсутствия достаточного количества проходческих комбайнов. Комбайновый забой всего один – вспомогательный уклон пл. k_8 (КСП-32, темпы 30-70 м/мес).

Фактическая суточная добыча шахты в 2012 г – около 950 т. Протяжённость поддерживаемых выработок – 51,3 км, в т.ч. вскрывающих и подготавливающих – 44 км. Годовой объём ремонта выработок (с подрывкой почвы) – 9 км (17,5% всех поддерживаемых), в т.ч. 4,5 км участков (61% поддерживаемых). Не соответствует паспорту крепления по сечению и зазорам 29% протяженности выработок. На ремонтных работах задействован подземный персонал добычных участков, а также ГKR, УПР и УШТ,

Для оценки состояния горных выработок и влияния горно-геологических и технологических факторов на их устойчивость нами в 2011-12 годах было выполнено обследование проводимых и поддерживаемых выработок шахты.

Обследованием были охвачены выработки, пройденные буровзрывным и комбайновым способом на глубинах 900 – 1200 м не более пяти лет назад. В обследованных выработках фиксировались: характерные деформации крепи и, где возможно, породного контура; размеры сечения в свету; смещения в узлах податливости; размер и расположение пустот в закрепном пространстве. Измерение и анализ пустот выполнялись по методике, учитывающей опыт проведения таких об-

следований в ДонНТУ и ДГТУ (Алчевск). Согласно СНиП II-94 размер переборов сечения для капитальных выработок принято:

- для пород крепостью от 30 до 60 МПа – 75 мм;
- для пород крепостью от 70 до 90 МПа – 100 мм.

Однако в настоящее время, особенно при использовании для проходки комбайнов с поперечными коронками, переборы контура выработок значительно увеличились, поэтому в нормативе [3] в 2007 году установлена величина зазора между крепью и породным контуром 200 мм, независимо от крепости пород. Для обеспечения выполнения этого требования следует проводить, начиная с сооружения контрольного сечения с измерением пустот в 9 точках – по три на каждом элементе крепи. Дальнейшее проведение выработки также нужно осуществлять с контрольными сечениями через 20 – 50 м. При этом параметры крепления нужно определять с учётом фактической ширины подготовительной выработки.

Нами предложено на основании результатов замеров для снижения трудоёмкости производить замеры в пяти точках в круговой части контура. Это связано с тем, что для поддержания важно – заполнены ли пустоты забутовочным материалом – породой, то есть, имеется ли контакт крепи с породами. В вертикальной части профиля ножек крепи незаполненных пустот не отмечено, так как здесь всегда выполняется забутовка для фиксации затяжки, кроме того, сюда попадает порода при самоподбучивании. В круговой части незаполненные пустоты отмечаются ниже замков податливости, чем и обусловлена предложенная схема замеров (Рис. 1).

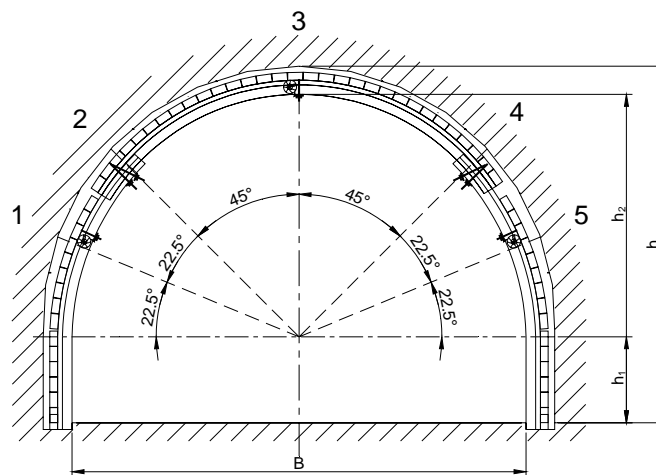


Рис. 1. Схема измерения закрепных пустот.

На основании результатов обследования сделаны следующие выводы:

- с увеличением глубины разработки до 1000 м и более способ проведения оказывает все большее влияние на последующую устойчивость выработок ввиду значительно меньшей нарушенности приконтурного массива при комбайновой проходке;

- в наибольшей степени подвержены выдавливанию почвы пластовые выработки пласта I_8' (около 42% протяжённости), что можно объяснить залеганием ниже пласта слабых и средней крепости пород. В почве остальных пластов или на небольшом удалении залегают слои крепких пород, все полевые выработки проводятся в песчаниках, поэтому выдавливание почвы отмечено в 13% выработок;

- несмотря на пологое залегание пластов ($8-16^\circ$) смещения в замках рам происходят неравномерно, податливость реализуется на 55% до перехода крепи в

жесткий режим работы, что можно объяснить сосредоточенными невертикальными нагрузками на раму в ее плоскости и вдоль выработки до начала непосредственного влияния очистных работ (пласт k_8);

- наличие переборов сечения и незаполненных пустот за крепью размером более 0,2-0,25 м в период проведения при прочих равных условиях влияет на последующую устойчивость выработок, в особенности для выработок арочной формы, пройденных с нижней подрывкой по пластам k_8 и m_3 с крепкими породами непосредственной кровли;

- уменьшить величину переборов организационными методами возможно только при комбайновом способе.

- подтверждается обоснованность применения на шахте им. А.Ф. Засядько, отрабатывающей те же пласты на таких же и больших глубинах, комбинированной рамно-анкерной крепи, обеспечивающей лучшую устойчивость выработок.

Шахтные инструментальные наблюдения были проведены в 7-ми выработках в 2011-12 годах. А именно: в вентиляционном, конвейерном и вспомогательном (комбайновая технология) уклонах пласта k_8 , конвейерном штреке 2-й западной лавы пласта k_8 , центральном конвейерном и вспомогательном уклонах (комбайновая технология), людском ходке пласта l_8' . Измерения проводились с использованием контурных реперов для измерения смещений породного контура и зачеканок на элементах крепи для измерения их смещений.

При обработке результатов проведенных измерений нами предложен показатель пустот в закрепном пространстве α , ед., (1) который позволяет оценить относительную площадь пустот закрепного пространства в любом сечении рассматриваемой выработки:

$$\alpha = S_{нуст} / S_{св}, \text{ ед.} \quad (1)$$

где $S_{нуст}$ - площадь незаполненных пустот в закрепном пространстве, м²; $S_{св}$ - площадь выработки в свету, м²

Площадь пустот определяется как произведение средней ширины незаполненных пустот $b_{ср}$, м, на протяженность участка отсутствия контакта $l_{ок}$, м, (2):

$$S_{нуст} = b_{ср} \cdot l_{ок} \quad (2)$$

Установлена прямая зависимость между предложенным нами показателем пустот в закрепном пространстве α и относительной потерей сечения выработки на данном участке при эксплуатации ΔS для буровзрывного и комбайнового способов проведения (рис. 2). Из анализа зависимости следует вывод о том, что наличие превышающих норму незаполненных пустот за крепью при проведении выработки оказывает при прочих равных условиях существенное негативное влияние на эксплуатационное состояние выработки. При буровзрывном способе проведения это влияние проявляется сильнее.

В выработках с плоским обнажением, располагаемых под слоем крепких пород, над верхняком крепи пустоты практически отсутствуют. Это ещё один аргумент в пользу обоснованного применения на больших глубинах формы выработок с плоской кровлей (горизонтальной или наклонной). При этом рамная крепь, применяемая совместно со сталеполимерными анкерами, будет работать в оптимальном режиме.

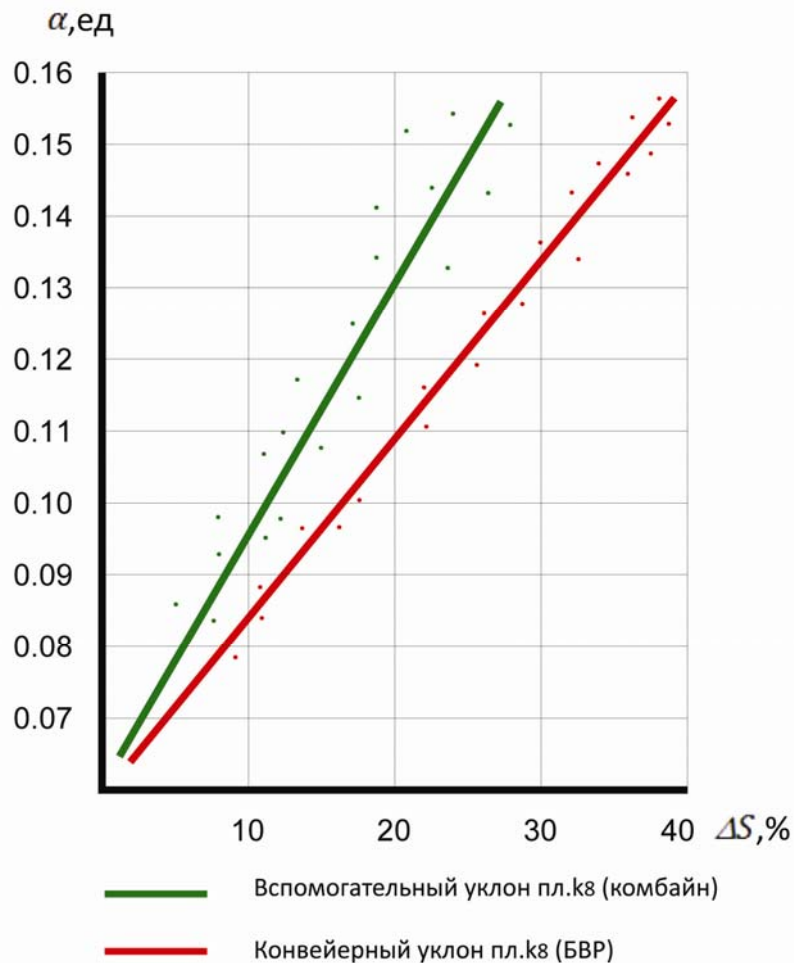


Рис. 2. Зависимости между показателем пустот и потерей сечения.

На основании анализа результатов обследования и шахтных инструментальных наблюдений, данных о вмещающих породах, глубине работ (более 1000 м), состоянии горных выработок, соотношения темпов очистных и подготовительных работ предложены следующие решения по совершенствованию проведения и поддержания выработок уклонного поля:

1 - применить для проведения выработок комбайновые проходческие комплексы типа КПК;

2 - проводить выработки пластов k_8 и m_3 трапециевидным и прямоугольным (с горизонтальной и наклонной кровлей) поперечным сечением с нижней подрывкой, т.к. в непосредственной кровле залегают, соответственно, известняк и песчаник. Крепление комбинированное рамно-анкерное (вертикальная податливость рам 700-1300 мм);

3 - проводить выработки пласта l_8' арочным сечением с комбинированной подрывкой, т.к. пласт вмещают относительно слабые породы, крепление комбинированное рамно-анкерное, анкера устанавливаются по схеме «сшивки». Полевые выработки всех пластов также арочным сечением.

Анализ современных исследований и разработок в области проведения и поддержания выработок [4] показывает, что в последние годы одной из основных тенденций развития проходческой техники, как в Украине, так и за рубежом, стал устойчивый рост количества агрегатированных вариантов горнопроходческих машин. Так, практически все предлагаемые проходческие комбайны оснащаются до-

полнительным оборудованием (крепеподъемники с площадками обслуживания, анкероустановщики, бурильные машины и др.). Другими словами, поддержание должно начинаться в момент проведения. Отдельные типы комбайнов, такие как П110-04 производства НКМЗ, позволяют применить на единой базе модульные (сменные) исполнительные органы с различным типом расположения коронок – осевым или поперечным и уменьшить необходимый парк такой техники на шахте. Также следует отметить рост производства комбайнов среднего и тяжелого типа в связи с увеличением площадей сечения выработок при углублении горных работ и возрастанием прочностных показателей вмещающих пород..

В 2007 году ГП «ДонУГИ» разработал технологию скоростного проведения выработок комбайновым способом с применением комплексов КПК [1]. Эти комплексы предназначены для механизации отбойки, погрузки и непрерывного транспортирования горной массы из забоя, а также механизации возведения анкерного (1КПК), рамного (2КПК) или смешанного (3КПК) крепления с использованием навесного оборудования при проведении выработок арочной, трапециевидной и прямоугольной (с горизонтальной и наклонной кровлей) формой сечения и площадью от 11,0 до 38,0 м².

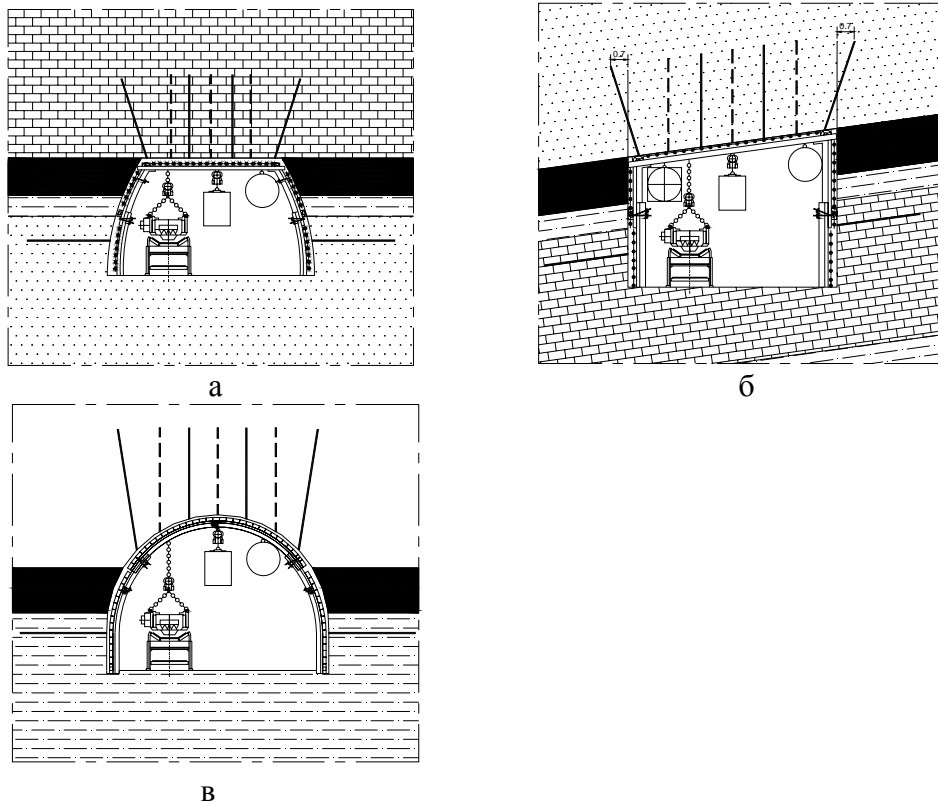


Рис. 3. Предлагаемые сечения выработок для пластов k_8 (а), m_3 (б) и l_8 (в).

Возможно применение в составе комплексов комбайнов КПД, КПУ производства Горловского машзавода; КП21, КП25, КП200 производства Копейского машзавода; П110-01м, П110-04 производства Новокраматорского машзавода; КСП42(43), КСП35, КСП45 производства Ясиноватского машзавода. Эти комбайны нового технического уровня позволяют эффективно разрушать породы прочностью на сжатие до 100-120 МПа ($f=8-9$) и могут быть оборудованы механически-ми анкероустановщиками, связанными с гидросистемой комбайна.

При хорошей подготовке персонала на установку анкера затрачивается четыре минуты, а для установки «веера» анкеров в сечении выработки требуется четыре перестановки бурового лафета с распорной стойкой. Установка анкеров непосредственно в забое в ненарушенный массив после выемки заходки позволит сохранить устойчивость приконтурных пород и снизить затраты на поддержание выработок при эксплуатации.

Оптимальные комбайны для «Октябрьского рудника»: П110-01м, П110-04, КПД.

Выбор схем анкерования осуществлён с использованием разработок ДонНТУ [5], . Схемы для «Октябрьского рудника» модифицированы с учётом высокой обводнённости пород (327 м³/ч по трём пластам), большей глубины разработки, структуры и крепости вмещающих пород на различных пластах (рис.3).

Результаты исследований могут послужить основой для разработки технологий проведения и поддержания выработок при отработке запасов уклонного поля.

Список использованной литературы

1. СОУ-П 10.1.00185790.014:2009 Технологічні схеми відпрацювання газоносних пластів з великими навантаженнями на очисні вибої.
2. СОУ-П 05.1.00185790-024:2012 Розкривні та підготовчі виробки на вугільних шахтах. Методика визначення нормативу їх проведення на 1000 т вуглевидобутку.
3. СОУ 10.1.00185790.011:2007 Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів та засобів охорони.
4. Тенденции развития конструкций и эксплуатации современного горнопроходческого оборудования / В.Г. Черных, Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова и др. // Горная техника. – 2012. – № 2(10). – С. 8-11.
5. Методика определения параметров анкерных породо-армирующих систем для обеспечения устойчивости горных выработок : СТП (02070826)(26319481) / Н.Н. Касьян, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков и др. – Донецк –Доброполье, 2010. – 27 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

В.І. Каменець, М.М. Татаренко
Донецький національний технічний університет, Донецьк

УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОВЕДЕННЯ ТА ПІДТРИМАННЯ ВИРОБОК ПОХИЛЬНОГО ПОЛЯ ШАХТИ «ЖОВТНЕВИЙ РУДНИК»

Приведені результати шахтних інструментальних спостережень за стійкістю підготовчих виробок, розглянуті особливості нових технологічних схем комбайнового проведення та можливість їх застосування на шахті «Жовтневий рудник».

Ключові слова: інструментальні спостереження, спосіб проведення, стійкість породного контуру, порожнини за кріпленням, комбіноване кріплення, форма перерізу, комбайновий прохідницький комплекс.

V.I. Kamenets, N.N. Tatarenko
Donetsk National Technical University, Donetsk

IMPROVEMENT OF TUNNELING AND WORKING MAINTAINANSE AT "OKTYABRSKIY RUDNIK" SLOPE MINE FIELD

The results of mine instrumental observations to development workings stability, the features of the new technological head road schemes and the possibility of their use in the "Oktyabrskiy rudnik" coal mine.

Keywords: instrumental observations, tunneling method, rock contour stability, the emptiness of the arc support, combined support, section shape, head road complexes.

УДК. 622.831.27

И.И. КЛОЧКО (д-р.техн.наук.проф.)

Н.И. ЛОБКОВ (

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ОБОСНОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПРЕДЕЛЬНОГО ПРОЛЕТА ПОРОДНОГО СЛОЯ НАД ВЫРАБОТАННЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

В представленной статье приведено обоснование и расчет предельного пролета слоев кровли при ведении очистных работ. На основе анализа строения вмещающего массива определены параметры области полных сдвижений кровли. Приведен метод определения породных слоев, формирующих горное давление.

Ключевые слова: породный слой, вмещающий массив, горное давление, предельный пролет, обрушение кровли, изгиб слоев, выработанное пространство.

Введение. Как известно, строение породного массива кровли разрабатываемого пласта определяет характер проявления горного давления в очистных забоях, интенсивность смещения и обрушения кровли в призабойном пространстве лав. Наличие в непосредственной близости от пласта одного или нескольких мощных и прочных породных слоёв ведет к увеличению скорости и величины смещения боковых пород, давления на призабойную крепь и кромку пласта. Их максимальный прогиб и обрушение часто приводит к завалам лав, поломкам забойного оборудования. Наиболее интенсивно это проявляется в период первичной посадки основной кровли.

Установленные закономерности взаимодействия слоев кровли над выработанным пространством и механизмы формирования опорного давления и разрушающих напряжений [1-5], позволяют рассчитать шаг первичной посадки основной кровли на стадии проектирования очистных работ в выемочном поле лавы. Основными физико-механическими параметрами, определяющими часть массива, приходящего в движение над выработанным пространством являются прочностные характеристики пород, углы наклона линий обрушения и изгиба породных слоёв над призабойным пространством. Схема сдвижения пород, построенная с использованием указанных линий изгиба и обрушения, ограничивает число слоёв, участвующих в процессе сдвижения и формирования опорного давления до первичной посадки кровли. Прочностные характеристики пород, позволяющие оценить несущую способность каждого породного слоя, прогибающегося над выработанным пространством, могут быть взяты из справочника [6].

Количество и мощность слоев, участвующих в сдвижении над выработанным пространством лавы определяются из геологического разреза, построенного по геологоразведочным скважинам.

Для построения геологического разреза на участке выемочного поля лавы, где планируются очистные работы, на плане горных выработок фиксируются ближайшие геологоразведочные скважины (Рис. 1) и по ним строится геологический разрез вдоль выемочного поля. Согласно рисунка 1 геологический разрез строится по линии, условно проведенной между скважинами С - 844 и С – 848 (пример).

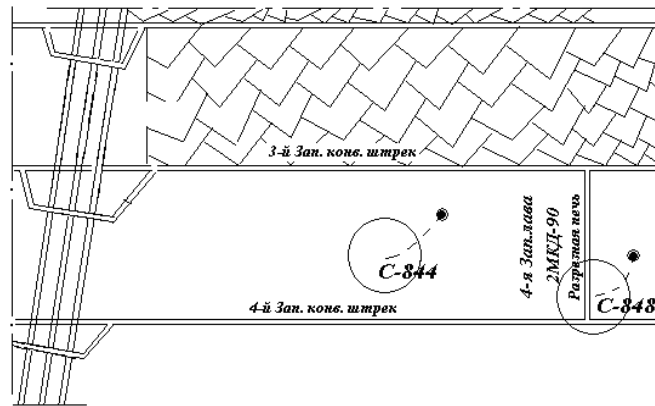


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ 4-й Западной лавы Восточной панели.

Характеристика каждого породного слоя кровли берется из описания пород по геологоразведочным скважинам, из каталога [6;8] и приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Характеристика породных слоев

№ слоя	Порода	Мощность слоя, м	Прочностные характеристики					
			$\sigma_{сж}$, МПа	σ_p , МПа	Модуль упругости, МПа $E \cdot 10^{-4}$	Коеф. боков. распора, λ	Эффективная поверхностная энергия, Дж/м ²	Объем. вес пород МН/м ³ , γ
1	2	3	5	6	7	8	9	10
20	Песчаник	1,70	90	9	5,1	0,4	3,6	0,0275
19	Сланец песчаный	5,60	80	9	4,4	0,4	4,1	0,0240
18	Песчаник	4,70	90	9	5,1	0,4	3,6	0,0275
17	Песчаник	33,78	120	10	5,2	0,4	3,6	0,0275
16	Сланец песчаный	24,09	90	9	4,4	0,4	4,1	0,0240
15	Песчаник	31,28	120	10	5,2	0,4	3,6	0,0275
14	Сланец песчаный	19,60	80	9	4,4	0,4	4,1	0,0240
13	Сланец глинистый	16,26	70	7	3,9-5,1	0,3	4,2	0,0252
12	Известняк	0,2	100	11	5,8	0,45	3,5	0,0265
11	Сланец песчаный	24,12	90	9	4,4	0,4	4,1	0,0240
10	Сланец глинистый	7,72	70	7	3,9-5,1	0,3	4,2	0,0252
9	Уголь	0,25	29	2		0,2		0,023
8	Сланец песчаный	13,04	90	9	4,4	0,4	4,1	0,0240
7	Сланец глинистый	5,10	70	7	3,9-5,1	0,3	4,2	0,0252
6	Известняк	0,6	100	12	5,8	0,45	3,5	0,0265

5	Сланец песчаный	17,29	90	9	4,4	0,4	4,1	0,0240
4	Сланец глинистый	21,59	70	7	3,9-5,1	0,3	4,2	0,0252
3	Известняк	0,10	90	10	5,8	0,45	3,5	0,0265
2	Сланец глинистый	5,70	60	6	3,9-5,1	0,3	4,2	0,0252
1	Сланец песчаный	11,85	70	8	4,4	0,4	4,1	0,0240
	Уголь	1,30	30	2				0,023

По данным таблицы 1 строится геологический разрез (рис.2) по скважинам С-844-С-848.

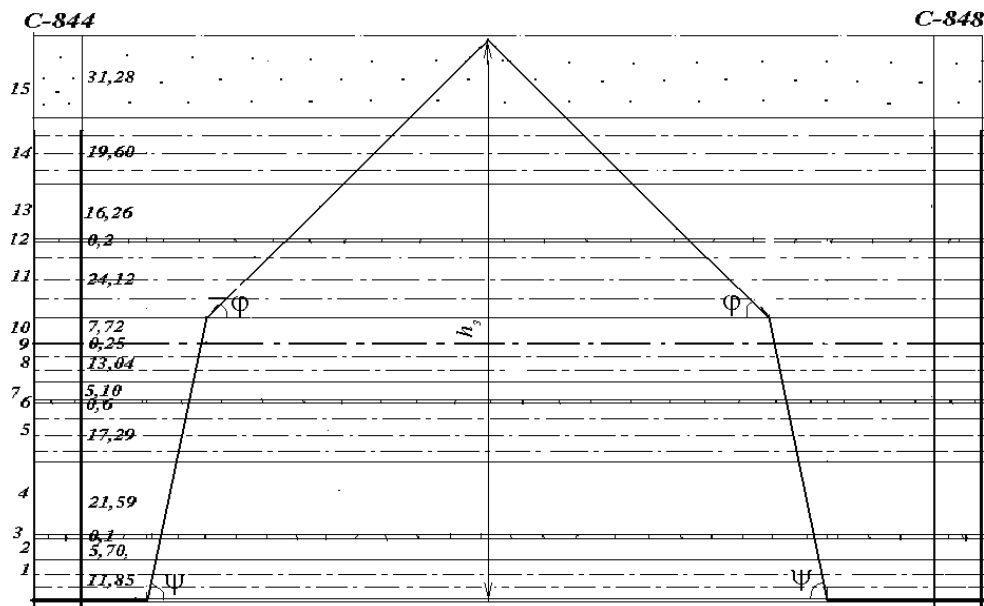


Рис. 2. Геологический разрез по скважинам С-844 – С-848

Ориентировочный предельный пролет породного слоя перед обрушением определяется из [2]:

$$l_{np} = \sqrt{\left(\frac{\sigma_{сж} h}{7\sigma_p}\right)^2 + \frac{h}{\gamma}(\sigma_{сж} - 2\lambda\gamma H)} - \frac{\sigma_{сж} h}{7\sigma_p}, \text{ м} \quad (1)$$

где h – мощность рассчитываемого слоя, м;
 $\sigma_{сж}$ и σ_p – предел прочности породы соответственно на сжатие и растяжение, МПа;

λ – коэффициент бокового распора;

γ – удельный вес породы, МН/м³;

H – глубина залегания слоя, м.

Для породного слоя №1 (рис. 3 разрез 1-1):

$$l_{np.1} = \sqrt{\left(\frac{70 \cdot 11,85}{7,8}\right)^2 + \frac{11,85}{0,024} (70 - 2 \cdot 0,4 \cdot 0,024 \cdot 1081)} - \frac{70 \cdot 11,85}{7,8} = 137 \text{ м}$$

Результаты расчетов для условий (рис. 2) приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Таблица расчета предельных пролетов породных слоев кровли

№ слоя	Породные слои	Мощность слоя, м	Расстояние от пласта, м	l_{np} , м	l_i^e , м	$\frac{l_i^e}{l_i^H}$, м	Группы слоев
1	2	3		4	5	6	7
20	Песчаник	1,7	242,87	67	66		5 группа
19	Сланец песчаный	5,6	237,27	111,7	109		
18	Песчаник	4,7	232,57	111	109		
17	Песчаник	33,78	198,79	314	299		4 группа
16	Сланец песчаный	24,09	174,7	231	220	299	
15	Песчаник	31,28	143,42	307	293	> 293	3 группа
14	Сланец песчаный	19,6	123,82	195	186	293	
13	Сланец глинистый	16,26	107,56	168	161	>	
12	Известняк	0,2	107,36	24	23	217	
11	Сланец песчаный	24,12	83,24	228	217		
10	Сланец глинистый	7,72	75,52	119	115		2 группа
9	Уголь	0,25	75,27				
8	Сланец песчаный	13,04	62,23	173	167	217	
7	Сланец глинистый	5,1	57,13	107	105	>	
6	Известняк	0,6	56,53	42	42	180	
5	Сланец песчаный	17,29	39,24	97	90		1 группа
4	Сланец глинистый	21,59	17,65	189	180		
3	Известняк	0,1	17,55	16	15	180	
2	Сланец глинистый	5,7	11,85	92	90	>	
1	Сланец песчаный	11,85	0	137	132	132	
	Уголь	1,3					

Сравнение величины предельного пролета верхней кромки рассчитываемого породного слоя кровли l_i^e с предельным пролетом нижней кромки вышележащего l_{i+1}^H , определяет характер поведения породных слоев над выработанным пространством. При $l_i^e > l_{i+1}^H$ верхний слой обрушаясь, служит пригрузкой нижележащему. В случае $l_i^e < l_{i+1}^H$, верхний слой не обрушается после обрушения нижележащего и является самостоятельным несущим слоем.

$$l_i^e = l_{i+1}^H - \frac{2h_i}{\operatorname{tg} \psi}, \text{ м}$$

$$l_i^e = l_i^H - \frac{2h_i}{\operatorname{tg} \varphi}, \text{ м} \quad (2)$$

где l_i^e - предельный пролет верхней кромки рассчитываемого слоя, м;

$l_i^H = l_{\text{пр}}$ - предельный пролет нижней кромки рассчитываемого слоя, м;

i - номер слоя, изменяющийся от 1 до n ;

$\psi = 76 \dots 80^\circ$ - угол наклона линии обрушения слоя;

$\varphi = 46 \dots 50^\circ$ - угол наклона линии изгиба слоя.

$$l_1^e = 137 - \frac{2 \cdot 11,85}{\operatorname{tg} 78^\circ} = 132 \text{ м}$$

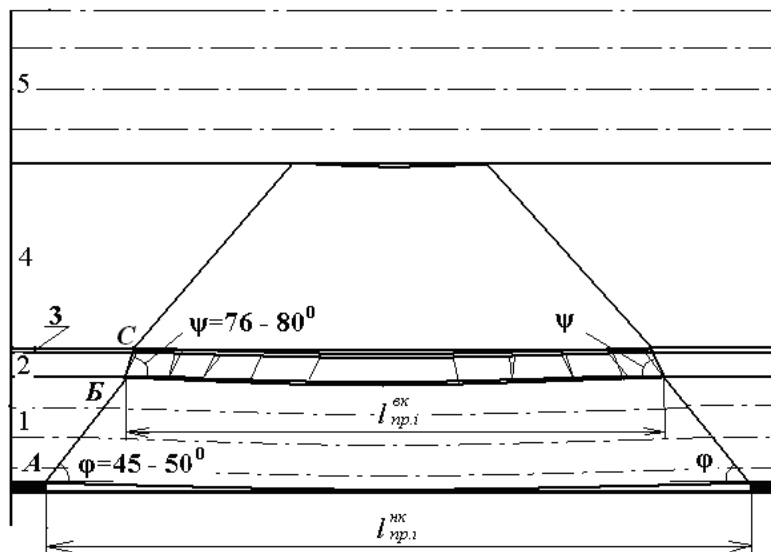


Рис. 3 Схема образования слоев пригрузки: 1 – изгибающийся слой; 2, 3 – слои пригрузки; 4,5 – несущие слои.

Результаты расчетов пролетов верхних кромок остальных слоев приведены в таблице 2.

Под основной кровлей понимается мощный и прочный породный слой, залегающий как непосредственно над пластом, так и на удалении от него. Опыт работы шахт Донбасса показывает наличие интенсивных смещений и обрушений кровли, представленной мощными породными слоями, приводящих к завалу лав в период ее обрушения. Количество таких смещений кровли зависит от числа мощных и прочных породных слоев, залегающих над пластом, в зоне сдвижения. При работе одиночной лавы максимальная высота зоны сдвижения (h_3) будет достигнута при отходе лавы от разрезной печи на величину равную длине лавы (200м) и при дальнейшем подвигании лавы высота зоны сдвижения не изменится. В случаях последовательной отработки второй, третьей и более лав размеры зоны сдвижения будут расти в соответствии с увеличением размеров выработанного пространства, и достигнут поверхности. Наличие в кровле мощных и прочных породных слоев будет формировать интенсивное сдвижение породы в призабойном пространстве.

Сравнивая величину предельного пролета нижней кромки первой группы слоев с длиной выработанного пространства, равной длине лавы, определяем, что породы первой группы слоев при таком отходе лавы обрушились. На рисунке 3

изображаем первую группу слоев с углом обрушения $\psi = 78^\circ$ и определяем размер верхней кромки первой группы слоев из выражения (2)

$$l_{1.гп}^6 = 200 - \frac{2 \cdot (11,85 + 5,7 + 0,1)}{\operatorname{tg} 78} = 192,5 \text{ м}$$

Сравнивая полученную величину с предельным пролетом второй группы слоев

$$l_{1.гп}^6 > l_{2.гп}^H \quad (192,5 > 136)$$

убеждаемся в том, что вторая группа слоев тоже обрушается при таком отходе лавы. На схеме сдвижения вторую группу слоев оконтуриваем линиями обрушения. Из выражения (2) определим размер верхней кромки второй группы слоев.

$$l_{2.гп}^6 = 192,5 - \frac{2 \cdot (21,59 + 17,29 + 0,6 + 5,1)}{\operatorname{tg} 78} = 173,5 \text{ м}$$

Сравнивая полученную величину с предельным пролетом третьей группы слоев

$$l_{2.гп}^6 > l_{3.гп}^H \quad (173,5 > 149)$$

убеждаемся в том, что третья группа слоев тоже обрушается при таком отходе лавы. На схеме сдвижения третью группу слоев тоже оконтуриваем линиями обрушения. Из выражения (6) определим размер верхней кромки третьей группы слоев.

$$l_{3.гп}^6 = 173,5 - \frac{2 \cdot (13,04 + 0,25 + 7,72)}{\operatorname{tg} 78} = 164,4 \text{ м}$$

Сравнивая полученную величину с предельным пролетом четвертой группы слоев

$$l_{3.гп}^6 > l_{4.гп}^H \quad (164,4 < 200)$$

убеждаемся в том, что четвертая группа слоев не обрушается, а прогибаясь в пределах упругости, зависает над выработанным пространством. Определим размер верхней кромки четвертой группы слоев, где вместо угла наклона линии обрушения применим угол наклона линии изгиба слоя $\varphi = 45 \dots 50^\circ$ [2].

$$l_{4.гп}^6 = 164,4 - \frac{2 \cdot (24,02 + 0,2 + 16,26)}{\operatorname{tg} 45} = 83,4 \text{ м}$$

Сравнивая полученную величину с предельными пролетами вышележащих групп слоев, убеждаемся, что все вышележащие группы слоев прогибаются в пределах упругости. В этих слоях продлеваем линии изгиба до пересечения. Количество обрушенных и прогнувшихся групп слоев, высота зоны сдвижения ограничиваются точкой пересечения линий изгиба.

Анализ зоны сдвижения позволяет установить, что в ее состав входят три группы обрушившихся породных слоев. При обрушении каждой группы создается в динамическом режиме пригрузка на призабойную часть пласта и призабойную крепь. Для данных условий (Рис. 2) произойдут три первичные посадки основной кровли.

Выводы. Наличие во вмещающем массиве кровли пласта нескольких мощных слоев прочных пород делит кровлю на группы слоев, где присутствует несущий слой и слои пригрузки.

Область полных сдвижений ограничивается линиями изгиба и обрушения пород, наклоненными к плоскости залегания пласта под углами $\varphi = 45...50^\circ$ и $\psi = 76...80^\circ$ соответственно.

Породные слои, входящие в область полных сдвижений, формируют величину горного давления на краевую часть угольного пласта и определяют предельный пролет несущих слоев в группе.

Список использованной литературы

1. Турчанинов И.А. Основы механики горных пород / И.А. Турчанинов, М.А. Иофис, Э.В. Каспарьян. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.
2. Носач А.К. Процеси підземних гірських робіт в очисних вибоях. Учебний посібник для вузів у питаннях та відповідях / А.К. Носач, М.І. Лобков. – Донецьк: РВА ДонНТУ, 2001. – 180 с.
3. Лобков Н.И. Исследование сдвижения породных слоев над очистными выработками пологих пластов / Н.И. Лобков. – В сб. трудов международной научно-техн. конференции “Проблемы механики горно-металлургического комплекса”. – Днепропетровск: НТУ. – 2002. – с.175-176.
4. Лобков Н.И. Определение разрушающих напряжений от прогиба слоев над выработанным пространством: в сб. Физико-технические проблемы горного производства. – Вып. №10 / Н.И. Лобков, А.И.Сергиенко, Л.В. Сергиенко, В.М Куцерубов, Е.Н. Халимендиков. // [Под общей редакцией А.Д. Алексеева]. – Донецк: ИФГП НАНУ, 2007. – С. 119-127.
5. Лобков Н.И. Развитие научных основ прогноза сдвижения кровли в выемочном поле лавы пологого пласта – дис. на соискание ученой степени докт. техн. наук: 05.15.02 / Лобков Николай Иванович. Донецк, 2005. – 313 с.
6. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. – М.: Недра, 1975. – 279 с.
7. Методичні вказівки з прогнозування первинного обвалення основної покрівлі в лавах положистих пластів Донбасу. – Донецьк: ІФГП НАН України, 2008. – 15 с. – (Нормативний документ Мінвуглепрому України. Методичні вказівки).
8. Методические указания по определению эффективной поверхностной энергии горных пород / [А.Д. Алексеев, В.Н. Ревва, Л.Л. Бачурин и др.]. – Донецк: ИФГП НАН Украины, 2009. – 7 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

I.I.Klochko, N.I.Lobkov

В роботі приведено обґрунтування та розрахунок граничного прольоту шарів покрівлі при веденні очисних робіт. На підставі аналізу будови вмещаючого масиву визначено параметри області повних зсувів покрівлі. Приведено метод визначення породних шарів, які формують гірничий тиск.

Ключові слова: породний шар, гірничий масив, гірничий тиск, граничний прогін, обвалення покрівлі, вигін шарів, вироблений простір.

I.I.Klochko, N.I.Lobkov

Justification and calculation of limit distance of roof layers is given in article. On the basis of the structure analysis of the area full massif parameters of roof displacement are determined. The method of layers definition which form mine pressure is given.

Keywords: rook layers, mine pressure, mine massif, bringing down of roof.

УДК 622.817

Е.И.КОЛЬЧИК (д-р.техн.наук., проф.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

Н.И.ВОЛОШИНА (канд.техн.наук., ст. науч. сотр.)**А.Е.КОЛЬЧИК** (мл. науч. сотр),

Институт физики горных процессов НАН Украины, Донецк

ВЛИЯНИЕ ТРУДНООБРУШАЕМОЙ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЕ В ВЫЕМОЧНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Приведены результаты исследований метановыделения в выемочные выработки при наличии труднообрушаемой основной кровли у обрабатываемого угольного пласта.

Ключевые слова: труднообрушаемая кровля, лава, локальная зона разгрузки, метан, способ дегазации.

Труднообрушаемая кровля основных пластов на всем протяжении подземной угледобычи была фактором, снижающим уровень безопасности ведения очистных работ. С переходом на новые, современные механизированные комплексы, способные выдерживать большие нагрузки, данная проблема, как можно было бы ожидать, не исчезла, а проявила некоторые свои ранее не известные стороны. В частности, при средних и высоких скоростях подвигания очистного забоя, обрабатываемого пласт труднообрушаемой основной кровли, впереди зоны временного опорного давления формируется локальная зона разгрузки.

Наличие зоны разгрузки доказано замерами высоты выемочных выработок, так, в ней происходит увеличение высоты штреков, закрепленных рамной крепью на 2-5 см, в зависимости от скорости подвигания лавы, и на 8-12 см - при рамно-анкерном креплении [1]. Зона разгрузки формируется впереди зоны временного опорного давления за счет поднятия породных слоев по механизму рычага под действием сил горного давления, приходящихся на зависающую в выработанном пространстве породную консоль из основной кровли пласта. При этом основным фактором, влияющим на протяженность зоны разгрузки является длина породной консоли основной кровли пласта, которая в свою очередь зависит от горно-геологических условий ведения работ (наибольшее влияние оказывают прочностные характеристики породного слоя основной кровли и его мощность), а также горнотехнических, в частности, от скорости подвигания очистного забоя.

Вертикальные напряжения в угольном пласте в зоне изгиба (поднятия) породных слоев при зарегистрированных величинах прироста высоты выемочных выработок должны изменяться от γH до 0 (где γ - объемный вес вышележащих породных слоев, т/м³; H - глубина ведения работ, м), что приводит к образованию многочисленных трещин, располагающихся параллельно напластованию. В разгруженной зоне происходит интенсивная десорбция метана, причем, не только в пределах области влияния дегазационной скважины, как это было бы при дегазации не разгруженного от горного давления пласта, а и в пределах всей зоны. Преобладающее направление фильтрации метана при данном виде напряженно-деформированного состояния пласта - по трещинам параллельным напластованию.

Наличие дополнительного источника метановыделения в виде рассматриваемой зоны разгрузки, располагающейся впереди зоны временного опорного давления, подтверждают и результаты следующих наблюдений за изменением концентрации метановыделения в исходящей из лавы струе воздуха, выполненных на ш/у «Покровское».

Для проведения исследований были выбраны два добычных участка со сходными горно-геологическими характеристиками и технологией ведения очистных работ (табл. 1).

Таблица 1. Горно-геологическая и технологическая характеристика исследуемых участков ш/у «Покровское»

	8-я южная лава блок № 6	2-я северная лава блок № 3
Длина выемочного столба, м	1493	1940
Длина лавы, м	250	216-291
Система управления кровлей	полное обрушение	полное обрушение
Система разработки	столбовая	столбовая
Глубина ведения работ, м	600	650
Мощность угольного пласта, м	0,78-1,43	0,95-1,85
Породы основной кровли	песчаник m=6,85-21,0 м f=4,1-9,5	песчаник m=0,0-24,0 м f=6,4-13,6
Породы непосредственной кровли	песчаник m=0,0-7,5 м f=4,5-5,9	песчаник m=0,7-3,2 м f=3,5-4,5
Породы почвы	алевролит m=0,1-7,1 м f=3,9-5,5	алевролит m=0,07-0,1 м f=2,7-4,4
Среднесуточная нагрузка на очистной забой, т	2076	2645
Скорость подвигания очистного забоя за сутки, м/сут.	3,8-4,4	3,2-5,0
Природная газоносность угольного пласта, м ³ /т.с.б.м.	15-27	9,1-15,5
Абсолютная газообильность выемочного участка, м ³ /мин.	19,7	22,9
Абсолютное газовыделение из:		
- очистного забоя, м ³ /мин.	2,9	4,47
- выработанного пространства, м ³ /мин.	13,85	18,43
Расход воздуха по:		
- участку, м ³ /мин.	1060	1480
- лаве, м ³ /мин.	716	959
Доля метановыделения из выработанного пространства	0,85	0,8

Отбор был выполнен по условию возможности формирования локальной зоны разгрузки. Необходимым условием для этого является наличие в кровле угольного пласта мощных и прочных песчаников. Как видно из таблицы, данное условие на обоих участках соблюдается. Исследовались данные за 6 месяцев работы лав. За это время 8-я южная лава переместилась с ПК 70 до ПК 110 7-й южной бортовой выработки, а 2-я северная лава с ПК 220 до ПК 135 2-го северного конвейерного штрека.

Замеры концентрации метана в воздушной струе выполнялись в двух точках: в 20м от лавы на вентиляционном штреке и у устья вентиляционного штрека. Результаты замеров свидетельствуют о незначительном (0,1 – 0,2 %) повышении концентрации метана в воздушной струе при ее прохождении по вентиляционному штреку между замерными станциями (рис. 2 и рис. 3). Однако также наблюдаются несколько всплесков 04 -05 % (на участке 2-ой северной лавы) и до 07 % (на участке 8-й южной лавы). Объяснением этим всплескам служат выделения газа в горные выработки, связанные с технологическими аспектами воздействия на угольный пласт. Выделение метана в выемочные выработки происходит из локальной

зоны разгрузки, возникающей при интенсивной отработке угольного пласта, имеющего основную кровлю, представленную мощным прочным песчаником. При нахождении лавы в районе указанных пикетов дизъюнктивов, влияющих на протяженность формирования породной консоли не отмечено. Это хорошо согласуется с результатами по установлению необходимой протяженности плиты песчаника, для формирования локальной зоны разгрузки впереди зоны временного опорного давления [1].

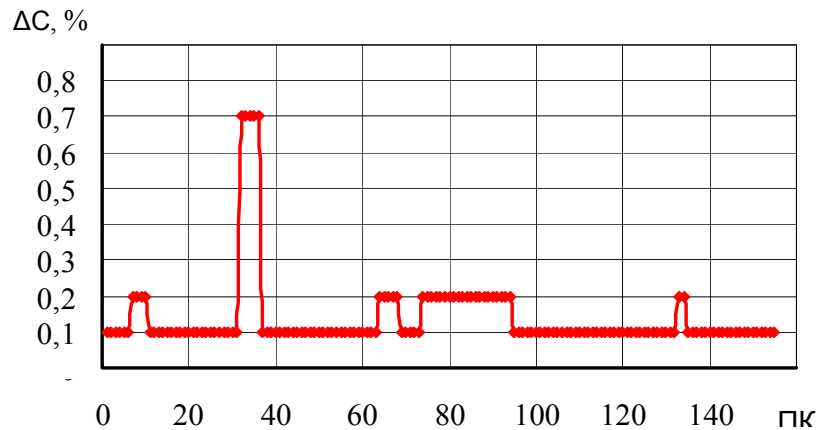


Рис. 1. Изменение прироста концентрации метана в вентиляционном штреке 8-й южной лавы блока № 6 ш/у «Покровское»

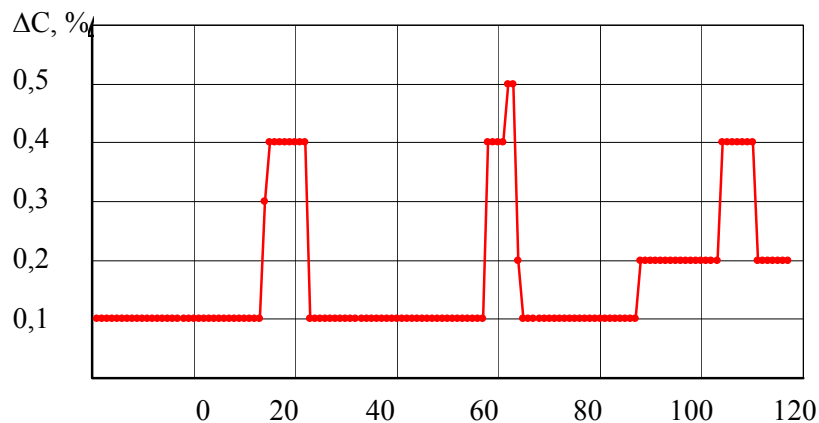


Рис. 2. Изменение прироста концентрации метана в вентиляционном штреке 2-ой северной лавы блока № 3 ш/у «Покровское»

В зонах, где из-за интенсивной нарушенности пород кровли угольного пласта не возможно формирование породной консоли достаточной протяженности для образования локальной зоны разгрузки не отмечены и всплески метановыделения.

Опасность подобного неконтролируемого истечения метана заключается в возможности формирования повышенной его концентрации в локальной зоне у стенки выработки, где, к примеру, может находиться энергопоезд, возможно загазирование выработок (в особенности служащих для подсвеживания). Однако, используя склонность разгруженной зоны угольного пласта отдавать метан, можно также добиться и снижения метанообильности очистного забоя. Естественной дега-

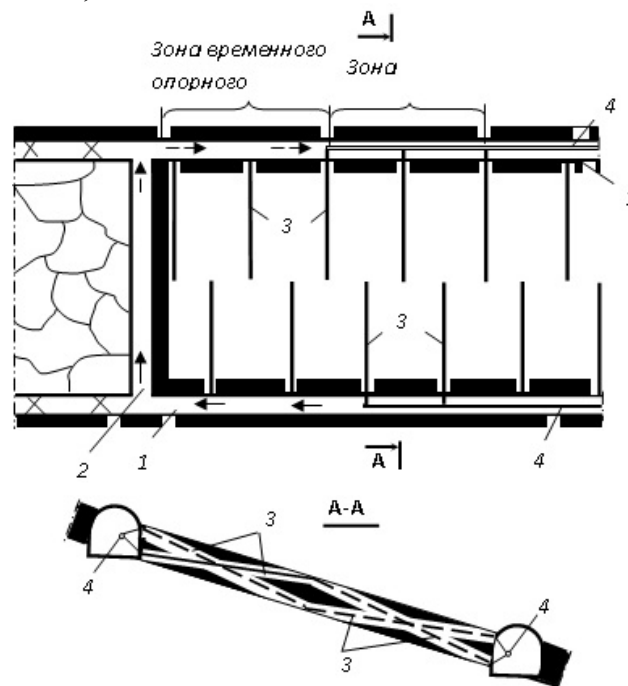
зации для этого явно не достаточно. Поэтому предлагается соответствующий способ. Он основан на дегазации угольного пласта скважинами [2].

Чтобы установить места заложения дегазационных скважин, вначале необходимо определить протяженность зоны временного опорного давления и зоны разгрузки, возникающей впереди зоны временного опорного давления при движении очистного забоя. Затем из выемочных выработок (рис. 5) по угольному пласту параллельно очистному забою производится бурение восстающих и нисходящих параллельно-одиночных скважин длиной $0,5 l_n$ (где l_n – длина очистного забоя, м) на расстоянии друг от друга, определяемом согласно Руководству по дегазации угольных шахт [3].

Скважины бурят под углом к напластованию

$$\alpha = \arctg \frac{m}{0,5l_n}, \text{ град.} \quad (1)$$

где α – угол наклона скважины относительно напластования, град;
 m – мощность пласта, м.



1 – выемочные выработки; 2 – очистной забой; 3 – дегазационные скважины; 4 – дегазационный трубопровод.

Рис. 3. Схема расположения дегазационных скважин:

Устье скважин располагают поочередно у кровли и у почвы пласта. Затем их герметизируют и подключают к дегазационному трубопроводу. Извлечение газа из пласта по скважине начинают после ее попадания в разгруженную зону и прекращают после попадания в зону временного опорного давления.

Согласно [3] коэффициент дегазации неразгруженного от горного давления угольного пласта параллельно-одиночными восстающими скважинами составляет 0,3, а развернутыми на забой восстающими параллельно-одиночными скважинами, позволяющими вести дегазацию угольного пласта не только в неразгруженной от горного давления части пласта, но и в разгруженной призабойной зо-

не – 0,4. Таким образом, дегазация угольного пласта в разгруженной зоне позволяет десорбировать метана на 25 % больше, чем в неразгруженной.

Согласно исследованиям [5] установлено, что угольный пласт в разгруженном состоянии имеет газопроницаемость в направлении, параллельном плоскостям естественных трещин (в ненарушенном угольном пласте данные плоскости совпадают с плоскостями напластования), в 8 – 10 раз большую, чем в направлении перпендикулярном им. Следовательно, при использовании для дегазации угольного пласта скважин, пробуренных в разгруженной от горного давления зоне и пересекающих на своей протяженности весь угольный пласт, время дегазации пласта сократится в 8 – 10 раз по сравнению со скважинами, располагающимися параллельно напластованию.

Таким образом, предлагаемый способ позволяет сократить время дегазации угольного пласта за счет выполнения ее в разгруженной от горного давления зоне, скважинами, вскрывающими все угольные пачки, и позволяет сохранить устойчивость пород кровли путем использования для интенсификации процесса десорбции метана зоны разгрузки угольного пласта, образующейся естественным путем в процессе ведения очистных работ. А так как наличие зоны разгрузки и ее протяженность обусловлены, в первую очередь, протяженностью породной консоли над выработанным пространством, и учитывая то, что именно в этой зоне применение способов управления состоянием горного массива может дать также максимальный эффект (известные способы повышения устойчивости выемочных выработок), приобретает новую актуальность и задача управления кровлей извлекаемого угольного пласта.

Список использованной литературы

1. Кольчик Е.И. Влияние подземной разработки угольных пластов на смещение земной поверхности / Е.И. Кольчик, В.Н. Ревва, И.Е. Кольчик, К.К. Софийский, А.Е. Кольчик // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. – 2008. – Вып. 74. – С. 118-130.
2. Патент на винахід №94174. Спосіб дегазації вігуюльного пласта. Кольчик Є.І., Волошина Н.І., Кольчик І.Є., Кучерук І.П., Кольчик А.Є. Інститут фізики гірничих процесів НАН України. МПК (2011.01), E21F 5/00. 11.04.2011, Бюл.№7
3. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемы дегазации (СОУ 10.1.00174088.001-2004). – [Введен в действие 2004-11-17]. – Киев: Минтопэнерго Украины, 2004. – 161 с. – (Стандарт Минтопэнерго Украины).
4. Руководство по дегазации угольных шахт. – М.: Недра, 1975. – 189 с.
5. Алексеев А.Д. Прогноз и управление состоянием горного массива / А.Д. Алексеев, Н.С. Сургай. – Киев: Наукова думка, 1994. – 201 с.

Надійшла до редакції 21.03.2013

Є.І.Кольчик, Н.І.Волошина, А.Є.Кольчик

Наведено результати досліджень метановиділення до виймкових виробок за умови наявності у відроблюваного вугільного пласта основної кривлі, що важко обрушується.

Ключові слова: важкообвалювана покрівля, лава, локальна зона розвантаження, метан, спосіб дегазації.

E.Kolchyk, N.Voloshina, A.Kolchyk

The results of investigations of methane production in the presence of longwall difficult collapsing of the main roof of executed coal seam.

Keywords: difficult collapsing roof, longwall, local discharge zone, methane, degassing method.

УДК 622.281.5

А.Б. КОПЫЛОВ (д-р техн. наук, проф.)

А.Е. ХАРЛАМОВ (канд. техн. наук, асс.)

Тульский государственный университет

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ПОДДЕРЖАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В СЛАБЫХ ГЛИНИСТЫХ ПОРОДАХ

Установлены закономерности геомеханических процессов, протекающих вокруг подготовительных выработок, в совокупности обеспечивающих обоснование особенностей поддержания горных выработок в слабых глинистых породах.

Ключевые слова: подготовительная выработка, крепь, геомеханическое обоснование, слабые глинистые породы.

Практика поддержания горных выработок в условиях слабых глинистых пород показывает, что при наличии достаточно прочных глинистых пород в окрестности выработки, как правило, наблюдаются повышенные проявления горного давления в виде больших смещений контура выработки и нагрузок на крепь. Процесс нарастания смещений развивается во времени, при этом сказывается не только ползучесть пород, но и снижение прочностных и деформационных показателей вследствие увлажнения из выработки. Известно, что увеличение влажности глинистых пород приводит к снижению их сопротивляемости сдвигу. Установлено [3,4, 5], что изменение влажности глин от 15 до 35 процентов приводит к уменьшению сцепления C с 48,5 кПа до 25 кПа, т.е. в 1,94 раза, а коэффициента внутреннего трения f , соответственно, с 0,362 до 0,282, т.е. в 1,28 раза. При этом угол внутреннего трения φ изменяется от 19,83 до 15,75 град. (табл. 1).

Таблица 1 – Зависимость показателей сопротивляемости глин сдвигу от влажности

Влажность W , %	Наименование и значение показателей		
	Сцепление C , кПа	Коэффициент внутреннего трения f	Угол внутреннего трения φ , град
15	0,485	0,362	19,83
20	0,422	0,332	18,33
25	0,367	0,311	17,25
30	0,289	0,296	16,50
35	0,250	0,282	15,75

Поэтому величины деформационных и прочностных характеристик глинистых пород, используемые при расчетах шахтных крепей, должно быть существенно ниже, чем принимаемые по данным геологоразведки. Значения показателей сопротивляемости сдвигу типичных для слабых глинистых пород, по данным ВНИМИ и ПНИУИ [3] приведены в таблицах 2, 3 и 4, где значения показателей в скобках приведены по данным из других отчетных материалов.

Таблица 2 – Значение показателей сопротивляемости сдвигу четвертичных суглинков

Наименование показателей	Единица измерения	Значение показателей			
		Минимальное	Максимальное	Среднее	Среднее минимал.
Сцепление, C	кПа	9	40	25	17
Коэффициент внутреннего трения, f	-	0,30	0,52	0,40	0,35
Угол внутреннего трения, φ	град.	16,66	27,5	21,66	19,33

Таблица 3 – Значение показателей сопротивляемости сдвигу каменноугольной толщи

Наименование показателей	Единица измерения	Значение показателей			
		Минимальное	Максимальное	Среднее	Среднее минимал.
Сцепление, C	кПа	4(10)	72	30(33)	20(24)
Коэффициент внутреннего трения, f	-	9(20)	53	31(34,5)	25(26,5)
Угол внутреннего трения, φ	град.	5(11,33)	28	17,5(19)	14(14,5)

Таблица 4 – Показатели сопротивляемости песков сдвигу

Наименование показателей	Единица измерения	Значение показателей		
		Минимальное	Максимальное	Среднее
Сцепление, C	кПа	0(18)	90	30(28)
Коэффициент внутреннего трения, f	-	0,46(0,6)	0,83	0,63(0,64)
Угол внутреннего трения, φ	град.	25(31)	40	32(32,5)

Помимо влияния атмосферы и обводнения выработки увлажнение пород происходит и вследствие фильтрации подземных вод по трещинам, порам, плоскостям сдвигов. Особенно это проявляется на контактах слоев с различными механическими и фильтрационными свойствами, где обычно образуются площадки скольжения.

Отмеченные обстоятельства приводят к тому, что, будучи достаточно прочной породой в нетронутом массиве, в окрестности выработки глина постепенно теряет свои начальные свойства, превращаясь в вязкопластическую среду, что мо-

жет проявляться в пучении почвы и выпирании боков выработки. Особо неблагоприятным для крепи является выпирание слабого пропластка глинистых пород, расположенного в боках выработки. Информация об этих явлениях и характеристиках глинистых пород приведена в работах профессоров Черняка И.Л. [4], Шейхета М.Н. [5], и др., а также в научных отчетах и публикациях ВНИМИ, ПНИУИ, ИГД им. Скочинского А.А. и других институтов [3, 6].

Для анализа результатов расчета с учетом измененных свойств горных пород на основании разработок Баклашова И.В. и Картозия Б.А. [2], Булычева Н.С. [1], Каретникова В.Н. и Мироновой М.В. [7] и др. нами были построены графики равновесных состояний для глинистого массива, ослабленного круглой выработкой с приведенным радиусом поперечного сечения $r'_0 = 3,785$ м, которые показаны на рис. 1. График 1 построен для условий, принимаемых в проекте, а график 2 - для реальных шахтных условий. На графиках точки A_1 и A_2 соответствуют началу образования на контуре выработки пластической зоны. Начиная от этих точек, каждый из графиков разветвляется на две ветви, соответствующие случаям деформирования без увеличения объема (графики 1,а и 2,а) и с учетом расширения пород при деформировании (графики 1,б и 2,б). К моменту ввода крепи в работу, когда реализовались перемещения u_0 , величина "неснятых" с массива напряжений p_0 составляет, в первом случае - $P_{0,1} = 300$ кПа, а во втором - $P_{0,2} = 750$ кПа. Такое существенное различие их значений объясняется тем, что в первом случае величина модуля сдвига G_0 была принята равной 28626 кПа, что соответствует приведенным в проекте значениям модуля продольной деформации $E_0 = 75000$ кПа и коэффициента Пуассона $\nu_0 = 0,31$, тогда как для шахтных условий $G_0 = 10000$ кПа.

Таким образом, величина коэффициента снижения напряжений α^* при одном и том же начальном смещении u_0 в первом случае равна 0,3, а во втором - 0,75. Если величину α^* определить по известной формуле [1, 4]

$$\alpha^* = \exp\left(-\frac{l}{r_0}\right),$$

где l - отставание крепи от забоя; r_0 - приведенный радиус выработки, то, принимая $l = 1,0$ м, $r_0 = 3,785$ м, получаем:

$$\alpha^* = \exp\left(-\frac{1,0}{3,785}\right) = 0,77,$$

что практически совпадает с приведенным выше значением этого коэффициента для второго случая.

Таким образом, завышенное значение модуля деформации приводит здесь при одинаковом значении u_0 к заниженной величине "неснятых" с массива напряжений, что может служить причиной снижения, более чем в 2 раза, запаса прочности крепи. Показанные на рис. 1 графики 1,а; 1,б; 2,а; 2,б описываются показательной функцией вида [7]:

$$p = A_2 u^{A_1} + A_3,$$

где p - давление на контуре выработки (реакция крепи); u - перемещение контура выработки при давлении p ; A_1, A_2 и A_3 - коэффициенты, величина которых при уп-

ругопластическом деформировании массива зависит от: модуля сдвига пород G_0 ; угла внутреннего трения φ и сцепления C пород; приведенного радиуса выработки r_0 ; вертикальных напряжений в нетронутом массиве, принимаемых равными γH (γ - средний объемный вес пород, H - глубина заложения выработки) и определяется по формулам:

$$A_1 = -B ; \quad B = \frac{\sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad \text{- без учета расширения пород;}$$

$$B = \sin \varphi \quad \text{- с учетом расширения пород;}$$

$$A_2 = (\gamma H + C \cdot \operatorname{ctg} \varphi)(1 - \sin \varphi) \left(\frac{\gamma H + C \cdot \operatorname{ctg} \varphi}{2G_0} r_0 \sin \varphi \right)^B$$

$$A_3 = -C \cdot \operatorname{ctg} \varphi$$

В формулах использованы обозначения, приведенные в таблицах.

В проекте для глин принято: $C = 350$ кПа; $\varphi = 20^\circ$; $E_0 = 75000$ кПа; $\nu_0 = 0,31$; $G_0 = 28626$ кПа. Подставляя эти значения и приняв $\gamma H = 1000$ кПа, $r_0 = 3,785$ м, получаем:

- без учета расширения пород

$$A_1 = -0,519; \quad A_2 = 256; \quad A_3 = -962;$$

- с учетом расширения пород

$$A_1 = -0,342; \quad A_2 = 444; \quad A_3 = -962;$$

С учетом измененных свойств горных пород, характерных для шахтных условий, имеем [4, 5, 7]:

$$G_0 = 10000 \text{ кПа}; \quad C = 40 \text{ кПа}; \quad \varphi = 15^\circ.$$

Для таких условий получаем:

- без учета расширения пород

$$A_1 = -0,349; \quad A_2 = 312; \quad A_3 = -149;$$

- с учетом расширения пород

$$A_1 = -0,259; \quad A_2 = 404; \quad A_3 = -149.$$

Уровень напряжений p_e , при котором начинает образовываться на контуре выработки пластическая зона, определяется по формуле:

$$p_e = (\gamma H + C \cdot \operatorname{ctg} \varphi)(1 - \sin \varphi) - C \cdot \operatorname{ctg} \varphi.$$

После соответствующих подстановок получим:

- при проектных данных $p_{e,1} = 329$ кПа;

- для шахтных условий $p_{e,2} = 702$ кПа.

Соответствующие перемещения составят:

$$u_{e,1} = 0,044 \text{ м}; \quad u_{e,2} = 0,0564 \text{ м}.$$

Таким образом, за счет различия величин параметров, характеризующих сопротивляемость пород сдвигу (C, φ), деформационные свойства (E_0, ν_0, G_0) и влияющих на величины коэффициентов A_1, A_2, A_3 , получается существенно разная форма графиков равновесных состояний массива. График равновесных состояний для глинистых пород с измененными в шахтных условиях характеристиками располагается значительно выше графика для пород с характеристиками, принятыми в

проекте. Это приводит к тому, что осредненная характеристика крепи пересекает графики 1,а и 1,б в точках B_1 и B_2 , лежащих на уровне $p=200 - 230$ кПа, тогда как точки B_3 и B_4 , в которых характеристика крепи пересекает графики равновесных состояний массива для шахтных условий, находятся на уровне $p=640 - 650$ кПа. Отсюда можно заключить, что в шахтных условиях давление на крепь со стороны глинистых пород может достигать величины, равной, примерно, 650 кПа. А при принятых в проекте характеристиках пород средний уровень давления составит 200...230 кПа.

Выполним теперь анализ возможных нагружений крепи применительно к характеристикам пород, полученным измерениями в ходе проведения выработки. Для инженерно-геологического элемента - глина твердая (участками полутвердая), сланцеватая, прослоями доломитовая, с прослоями доломита глинистого имеем: модуль продольной деформации $E_0 = 41000$ кПа; коэффициент сцепления $C=38$ кПа; угол внутреннего трения $\varphi = 18^\circ$.

Величина коэффициента Пуассона в представленном геологическом отчете не приводится, поэтому ее принимаем по данным ПНИУИ [7] равной 0,35, т.е. $\nu_0 = 0,35$. Модуль сдвига $G_0 = \frac{E_0}{2(1+\nu_0)} = \frac{41000}{2(1+0,35)} \cong 15000$ кПа. Найдем уравнение равновесия массива в виде $p = A_2 u^{A_1} + A_3$.

В начале расчета применим упругопластическую модель деформирования массива без учета расширения пород. Имеем:

$$B = \frac{\sin \varphi}{1 - \sin \varphi} = \frac{\sin 18^\circ}{1 - \sin 18^\circ} = 0,447; \quad A_1 = -B = -0,447;$$

$$A_2 = (\gamma H + C \cdot \operatorname{ctg} \varphi)(1 - \sin \varphi) \left(\frac{\gamma H + C \cdot \operatorname{ctg} \varphi}{2G_0} r_0 \sin \varphi \right)^B =$$

$$= (1000 + 38 \operatorname{ctg} 18^\circ)(1 - \sin 18^\circ) \left(\frac{1000 + 38 \operatorname{ctg} 18^\circ}{2G_0} 3,785 \sin 18^\circ \right)^{0,447} = 190;$$

$$A_3 = -C \cdot \operatorname{ctg} \varphi = -38 \operatorname{ctg} 18^\circ = -117, \text{ так что } p = 190 u^{-0,309} - 117.$$

При применении упругопластической модели, учитывающей расширение пород при деформировании, все параметры, определяющие коэффициенты A_1, A_2 и A_3 , остаются такими же, кроме параметра B , который находится из выражения:

$$B = \sin \varphi = \sin 18^\circ = 0,309$$

С учетом этого будем иметь: $A_1 = -0,309$; $A_2 = 293$; $A_3 = -117$, так что уравнение равновесных состояний получит вид: $p = 293 u^{-0,309} - 117$.

В точке A_3 начинается образование пластической зоны вокруг выработки. В этой точке происходит распределение на деформирование массива без увеличения объема, и с увеличением объема.

Координаты точки A_3 :

$$p_e = (\gamma H + C \cdot \operatorname{ctg} \varphi)(1 - \sin \varphi) - C \cdot \operatorname{ctg} \varphi =$$

$$= (1000 + 38 \operatorname{ctg} 18^\circ)(1 - \sin 18^\circ) - 38 \operatorname{ctg} 18^\circ = 655 \text{ кПа};$$

$$u_e = r_0 \frac{\gamma H}{2G_0} \left(1 - \frac{p_e}{\gamma H} \right) = 3,785 \frac{1000}{2 \cdot 1,5 \cdot 10^4} \left(1 - \frac{655}{1000} \right) = 0,0435 \text{ м.}$$

. Точки B_5 и B_6 пересечения осредненной характеристики крепи с графиками равновесных состояний массива пород, ослабленного выработкой, показывают, что при реальных характеристиках пород, полученных непосредственно в шахте, получаемое давление на крепь несколько меньше, чем рассчитанное нами выше для увлажненных глин, и составляет 525 -555 кПа. Вместе с тем, это в 2,54 раза больше, чем в случае расчета с использованием характеристик пород, принятых в проекте. Таким образом, сопоставительный анализ результатов расчета показывает, что вследствие изменения свойств глинистых пород под действием влаги, нагрузки на крепь могут достигать существенно больших значений, чем принимаемые в проектах, поэтому учет влияния увлажнения глинистых пород при выборе паспортов крепления крайне необходим.

Список использованной литературы

1. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: учеб. пособие для вузов/ Н.С. Булычев. – М.: Недра, 1989. – 270 с.
2. Баклашов И.В. Механика подземных сооружений и конструкции крепей / И.В. Баклашов, Б.А.Картозия. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
3. Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок. – М.: Недра, 1982. – 384 с.
4. Черняк И.Л. Предотвращение пучения почвы горных выработок / И.Л. Черняк. – М.: Недра, 1978. – 237 с.
5. Шейхет М.Н. Давление пучеших пород на крепь подземных выработок / М.Н. Шейхет. – Углетехиздат, 1955. – 125 с.
6. Отраслевая инструкция по применению рамных и анкерных крепей подготовительных выработок угольных и сланцевых шахт. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. – 72 с.
7. Крепление горных выработок угольных шахт. Учебно – научное изд. в трех томах. Том 1. / Под общ. ред. В.Н. Каретникова, В.А. Потаненко, В.Е. Савченкова. – Москва-Тула, 1999. – 464 с.
8. Копылов А.Б. Прогнозирование взаимодействия механизированных крепей с массивом горных пород / А.Б. Копылов, А.Е. Харламов. – Тула: Тул. гос. ун-т., 2004. – 9 с.: ил. Библиогр.: 5 назв. Рус. Деп. в ВИНТИ 22.06.2004, № 1056-В2004.

Надійшла до редакції 26.03.2013

УДК 622.02

Г.Г. ЛИТВИНСКИЙ (д-р. техн. наук)

Ю.Н. БИКЯШЕВА (асп.)

(Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск, Украина)

УЧЕТ ФОРМЫ ОБРАЗЦА ПРИ ИСПЫТАНИЯХ БРАЗИЛЬСКИМ МЕТОДОМ

С целью повышения точности и надежности определения прочности горных пород на одноосное растяжение изучены особенности разрушения пород расколом методом конечных элементов. Исследовано распределение напряжений в образцах прямоугольной формы в постановке задачи Герца о сжатии цилиндра. Впервые установлен диапазон применения метода раскола.

Ключевые слова: задача Герца, прочность на растяжение, метод раскола, прямоугольный образец, распределение напряжений, область применения.

При проектировании и выполнении строительных и горных работ постоянно необходимы данные о физико-механических свойствах горных пород и каменных материалов. Это требует проведения обширных испытаний пород по определению их прочности, в первую очередь на одноосное сжатие и растяжение.

Одним из наиболее распространённых методов определения предела проч-

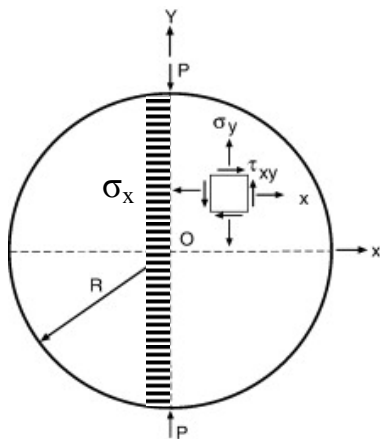


Рис. 1. Задача Г. Герца о нагружении диска.

ности каменных материалов на растяжение является испытания его на раскол путем сжатия образцов встречно направленными силами. Этот метод был предложен почти одновременно в 1953 г. в Японии Аказава (Akazawa) и в Бразилии двумя инженерами Карнейро (Carneiro) и Барцеллос (Barcellos). Метод основан на использовании результатов теоретического решения Г. Герца краевой задачи теории упругости о напряженном состоянии цилиндра, нагруженного по диаметру двумя сосредоточенными силами. Расчётная схема задачи Герца показана на рис. 1.

Из решения этой задачи следует, что вдоль вертикального диаметра ядра действуют равномерно распределённые растягивающие напряжения (со знаком плюс).

$$\sigma_x = \frac{P}{\pi R} = const, \quad (1)$$

где P – распределённая нагрузка вдоль образующей цилиндрического образца круглой формы, Н/м;

R – радиус образца, м.

Такое равномерное распределение растягивающих напряжений по всему диаметру образца даёт уникальную возможность испытывать каменные материалы на одноосное растяжение, прикладывая сжимающую нагрузку, что достаточно просто осуществить в лабораторных и полевых условиях. Этот метод испытаний привлекает постоянное внимание многих исследователей [1-7], трудами которых было установлено много важных закономерностей, позволяющих упростить метод и уточнить результаты испытания расколом. Однако ряд выводов в таких работах не всегда совпадали. Так, в одной из первых работ [1] исследовалось разрушение расколом в «бразильском» методе на основе критерия Гриффитса в зависимости от

соотношения между прочностью на одноосные сжатие и растяжение, и показано его существенное влияние на результаты испытаний.

В ряде исследований, например, в [2,3] установлено, что разрушение образцов либо начиналось сразу под нагрузочными плитами пресса, либо сопровождалось сдвигами и поэтому результаты нельзя было однозначно трактовать как прочность на растяжение (рис. 2).

В работе [4] рассмотрены особенности испытаний пород расколом на образцах разной, в том числе и произвольной формы, однако не было исследовано, как влияют отклонения формы образца от круговой на результаты испытаний. Это приводило к неопределённости при оценке достоверности испытаний. В более ранних исследованиях [5] для анализа механизма разрушения от растягивающих напряжений в Бразильском методе привлекался аппарат механики разрушения с целью получения не только прочности на растяжение, но и показателей вязкости разрушения различных пород.

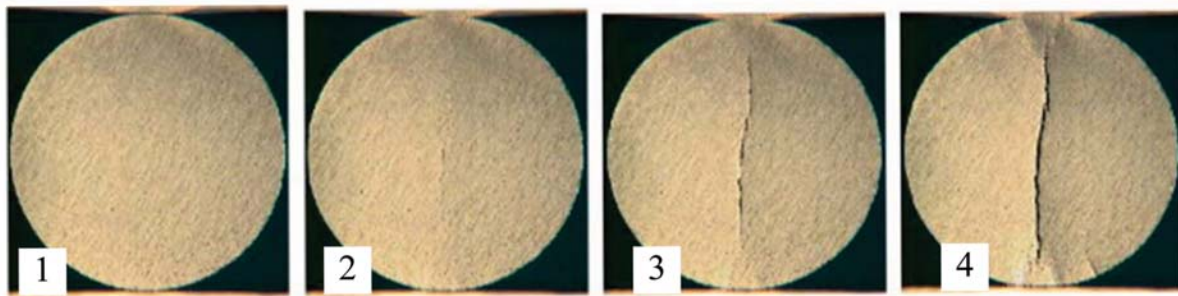


Рис. 2. Развитие трещин при испытании расколом:

- 1 – исходное упругое состояние образца; 2 – начало трещины в центре образца,
3 – максимум нагрузки, 4 – конец испытаний, снижение нагрузки [2]

В последнее время интерес исследователей к данному методу испытаний пород не ослабевает, при этом широко используются численные методы изучения закономерностей испытаний. Так, методом граничных элементов [6] моделировалось возникновение микротрещин в образце с учётом влияния даже незначительных вариаций трения под нагружающими плитами пресса. При этом сделаны выводы, что возникновение трещин обусловлено внезапным случайным увеличением деформации перпендикулярно вертикальному диаметру образца. С учётом эффектов трения и для повышения достоверности испытаний были предложены и исследованы на численных моделях новые методы раскола, в частности, раскол образца ударной нагрузкой [7].

Метод испытаний пород на растяжение расколом стал настолько удобным, что его стали использовать с целью уменьшения трудоёмкости и обеспечения массовости испытаний не только для образцов цилиндрической формы, но и при иных формах сечения, вплоть до произвольной конфигурации. Однако до настоящего времени не изучено, как влияет изменение формы испытуемого образца на результаты испытаний, какие допустимы отклонения формы образца от исходной круговой. Значимость подобных исследований состоит в том, что они могут помочь снять жёсткие ограничения на форму образца и тем самым значительно упростить и ускорить испытания.

Целью исследований являлось изучение влияния формы образца на прочность их при расколе. *Объект* исследования – образцы горных пород прямоуголь-

ной формы с различным соотношением сторон. *Предмет исследования* – напряжённо-деформированное состояние (НДС) образцов при их расколе.

Основная идея исследования заключается в определении отклонения главных напряжений в образцах различной формы от теоретического НДС в идеальном случае (испытания согласно задаче Герца) с помощью метода конечных элементов (МКЭ). На первом этапе изучения рассматривались образцы прямоугольной формы при изменении соотношения их сторон.

Метод конечных элементов основан на идее аппроксимации непрерывной функции напряжений дискретной моделью, состоящей из конечных элементов, на которых эта функция принимает дискретные значения. Поскольку исследуемая геометрическая область выбрана в форме прямоугольника, по центру которого приложены сосредоточенные силы, осуществляющие внешнее нагружение, то разбиение этой области на конечные элементы осуществить особенно просто. При этом можно воспользоваться тем, что расчётная схема и отражающая её модель имеют две взаимно перпендикулярных плоскости симметрии. Следовательно, можно строить модель для определения напряжений не во всём образце (круговой или прямоугольной формы), а в одной четвертой его части. Тем самым количество конечных элементов в образце сокращается в четыре раза, что ускоряет работу ЭВМ и упрощает анализ полученных результатов. Для исследований можно использовать любой из существующих пакетов прикладных программ МКЭ ABAQUS, ANSYS, COMSOL Multiphysics, Femap и др. Нами был применён многофункциональный программный комплекс, предназначенный для проектирования и расчета машиностроительных и строительных конструкций различного назначения ПК Лира. Он позволяет рассчитывать конструкции любой сложности на различные виды статических и динамических воздействий и достаточно удобен для обработки результатов расчётов.

Расчётная схема задачи представлена на рис. 3. Внешняя нагрузка в виде сосредоточенной силы $P = 100$ Н приложена вдоль вертикальной оси симметрии образца $x = 0$, следовательно, к половине образца следует приложить половину нагрузки, т.е. $P/2 = 50$ Н. Граничные условия в модели также очевидны: по вертикальной оси симметрии при $x = 0$ горизонтальные смещения следует принять равными $E_{xx} = 0$, а по горизонтальной границе модели, проходящей также по оси симметрии $z = 0$ вертикальные смещения отсутствуют: $E_{zz} = 0$ (система обозначений напряжений и деформаций взята из ПК Лира). Для выполнения этих граничных условий в каждом узле модели предусмотрены соответствующие связи. На остальной поверхности модели ограничения на деформации отсутствуют.

За исходную форму образца, подвергаемого расколу вертикальными силами, принят круг радиуса $R = 0,5$ м (рис. 3, а). Горизонтальный a и вертикальный b размеры четверти прямоугольного образца (рис. 3, б) приняты переменными, а их соотношение менялось в пределах $a/b = 0,5...5$

Каждый образец был разбит на 2002 изопараметрических универсальных плоских квадратных элемента, размеры которых составляли $0,01 \times 0,01$ м. Параметры материала образца при численной реализации модели были приняты следующие: модуль Юнга $E = 13400$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu = 0,25$, объемный вес $\gamma = 0,025$ МН/м³. Попутно отметим, что эти параметры лишь конкретизируют расчётную схему, но совершенно не влияют на напряжённо-деформированное состояние модели, если перейти к относительным величинам размеров и напряжений.

Для анализа влияния формы прямоугольного образца его вертикальный размер был фиксированным $b = 0,5$ м, а горизонтальный изменяли $a = 0,25, 0,50, 1,0, 2,50$ и $5,0$ м, т.е. соотношение высоты к ширине задавалось с помощью коэффи-

циента формы $\xi = b/a = 0,5, 1, 2; 5, 10$. Количество элементов в образце по мере изменения коэффициента формы ξ изменялось соответственно от 1250 до 25000 шт. (рис. 3, б).

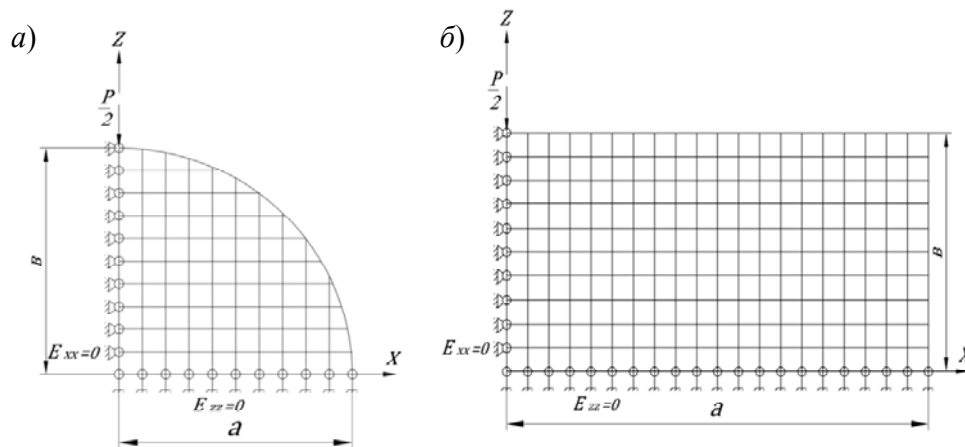


Рис. 3. Схема нагружения в задаче Герца о сжатии кругового диска (а) и расчётная схема для прямоугольных образцов (б)

В результате выполнения расчетов было найдено НДС образцов в виде распределения напряжений σ_x , σ_y , τ_{xy} . При этом априори ясно, что вдоль осей симметрии образца расположены главные площадки, на которых касательные напряжения отсутствуют $\tau_{xy} = 0$ и действуют только главные нормальные напряжения σ_x , σ_y . За эталонное значение напряжений приняты напряжения, возникающие в круговом образце. Поскольку при расколе разрушение образцов происходит от растягивающих напряжений σ_x вдоль оси z , т.е. при $x = 0$, а особенности распределения остальных напряжений σ_y , τ_{xy} малозначительны, главное внимание уделялось анализу распределения растягивающих напряжений σ_x .

Все полученные результаты по изучению особенностей распределения растягивающих напряжений σ_x удобно представить в виде относительной функции ошибки, которая вычислялась по формуле:

$$\Delta\sigma_x = \left(\frac{\sigma_x^{\text{п}}}{\sigma_x^{\text{т}}} - 1 \right) \cdot 100\%, \quad (2)$$

где $\sigma_x^{\text{п}}/\sigma_x^{\text{т}}$ – соотношение напряжений в образце соответственно прямоугольной и круглой (теоретической) формы.

При $\Delta\sigma_x < 0$ напряжения в образце заданной формы меньше теоретических, принимаемых по решению Г. Герца, при $\Delta\sigma_x > 0$ – наоборот.

Проведенное численное моделирование напряжённо-деформированного состояния показало, что оно существенно зависит от соотношения сторон прямоугольного образца ξ (рис. 3). Как и следовало ожидать, напряжения наименее отличаются от теоретических в квадратном образце, т.е. когда $\xi = 1$. Из графиков на рис. 4 видно, что напряжение σ_x в центре образцов меняется незначительно по мере изменения формы образца. Если проследить за этим изменением вдоль оси z , где напряжения $\sigma_x > 0$, т.е. растягивающие, то оказывается, что отклонения растягивающих напряжений $\Delta\sigma_x$ от теоретического значения не превышают 20% в центре образца и, независимо от его формы, уменьшаются по мере удаления от центра. Иск-

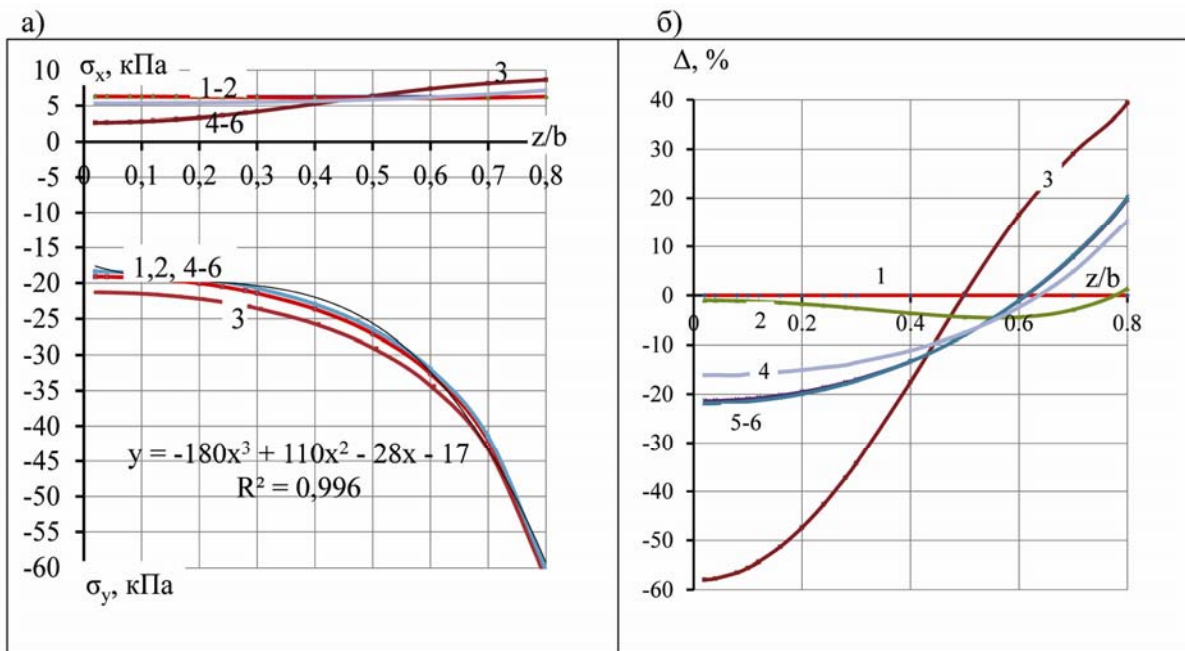
лучением являются образцы удлиненной вдоль вертикальной оси z формы ($\xi < 1$), у которых отклонения становятся недопустимо большими ($\Delta\sigma_x = -60 \dots 40\%$).

По мере удаления от центра вдоль вертикальной оси z растягивающее напряжение σ_x (со знаком +) уменьшается и переходит через нуль, далее меняет свой знак и вблизи контура под точкой приложения внешней нагрузки резко возрастает. При $\xi < 0,5$, когда образец имеет вытянутую вверх форму, возникают значительные отклонения напряжений (60% и более). Минимальное отклонение напряжений возникает при отношении $\xi = 1,0$, т.е. когда образец в сечении имеет форму квадрата. При $\xi > 1$, отклонения напряжений от теоретических незначительны (менее 20%). Поэтому выполненные исследования доказывают возможность производить с достаточной точностью испытания на раскол не только образцов круглой формы, но и прямоугольного сечения с одним существенным ограничением: образцы не должны иметь коэффициент формы меньше 1, т.е. необходимо соблюдать условие $\xi > 1$.

Чтобы учесть эти закономерности при проведении испытаний на раскол удлиненных вдоль оси x образцов, когда $\xi > 1$, следует при обработке полученных результатов внести поправку, учитывающую это уменьшение растягивающих напряжений, в виде поправочной функции.

$$\sigma_x = f(\xi) \frac{P}{\pi R}, \quad (3)$$

где $\xi = a/b$ – отношение ширины образца к его высоте.



1 – круг; 2-6 – прямоугольные образцы с ξ : 2 – 1,0; 3 – 0,5; 4 – 1,5; 5 – 2,0; 6 – 5,0;

Рис. 4. Изменение а) растягивающих напряжений $\sigma_x (>0)$ и $\sigma_y (<0)$ вдоль вертикальной оси z в образцах различной формы в плосконапряженном состоянии; б) отклонения $\Delta\sigma_x$ растягивающих напряжений σ_x относительно теоретических σ_x^T в круговом образце.

Поправочная функция $f(\xi) = f(a/b)$ была определена путём обработки данных, полученных для образцов разной формы в зависимости от возможного диапазона изменения их размеров $\xi = a/b \geq 1$ и имеет вид:

$$f(\xi) = f(a/b) = 1.3 - \exp(-1.1 \cdot \xi). \quad (4)$$

Тогда исправленная формула задачи Герца (1) будет иметь вид:

$$\sigma_x = f(\xi) \frac{P}{\pi R} = [1.3 - \exp(-1.1 \cdot \xi)] \frac{P}{\pi R}. \quad (5)$$

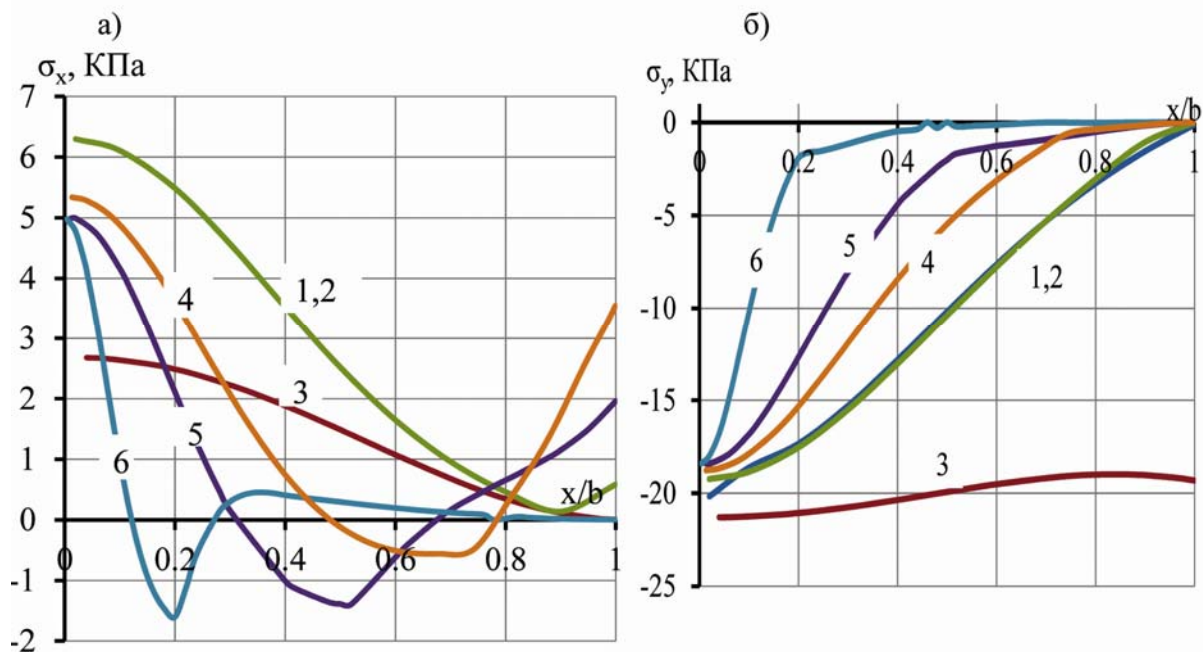
В таблице 1 показаны значения данной функции и дано ее сравнение с численными результатами для нормальных растягивающих напряжений σ_x в центре образца $x = 0; z = 0$.

Таблица 1 – Оценка точности функции формы $f(a/b)$ для формулы Герца

$\xi = a/b$	1	1,5	2	3	4	5
σ_x / σ_x^T	1,0	1,2	1,24	1,26	1,28	1,3
$f(\xi)$	0,97	1,19	1,26	1,28	1,29	1,3
Ошибка, %	3	1	2	2	1	0

Из сравнения данных численного расчёта и поправочной функции $f(\xi)$ видно, что ошибка аппроксимации находится в пределах 0...3%, что можно считать вполне удовлетворительной точностью.

Интересно проследить за тем, как меняются главные нормальные напряжения вдоль горизонтальной оси образца, которая выражена в относительном нормированном виде как $0 \leq x/b \leq 1$ (рисунок 5).



1 – круг; 2-6 – прямоугольники с ξ : 2 – 1,0; 3 – 0,5; 4 – 1,5; 5 – 2,0; 6 – 5,0;

Рис. 5. Изменение главных напряжений σ_x (а) и σ_y (б) вдоль оси x/b в образцах различной формы при плосконапряженном состоянии.

Графики рис. 5а показывают законы распределения напряжений σ_x в прямоугольных образцах разной формы. Сразу заметим, что нет почти никакой разницы в распределении горизонтальных σ_x и вертикальных σ_y напряжений для круглого (принятого за эталон) и квадратного образцов, у которых коэффициент формы равен $\xi = 1$. В центре, как и следует из теоретического решения, $\sigma_x = 6,33$ кПа. Вдоль горизонтальной оси они снижаются до нуля, сохраняя положительный знак, т.е. оставаясь растягивающими для σ_x и сжимающими для σ_y . По мере изменения ширины образца отличия в напряжениях возрастают. Наибольшие отличия наблюдаются при $\xi = 0,5$, т.е. вытянутого вверх образца (под цифрой 3 на графике).

Отметим важную особенность распределения напряжений: в центре образца, где при расколе начинает возникать первичная трещина разрыва, напряжения σ_x и σ_y для всех форм образца различаются незначительно (кроме случая 3, у которого $\xi = 0,5$, т.е. вытянутого вверх образца). Следовательно, соотношение главных напряжений σ_x и σ_y в центре образца ($x=y=0$) находится в достаточно стабильных пределах:

$$\frac{\sigma_x}{\sigma_y} \approx -\frac{6,33}{18}(1 \pm \Delta) = -0,3(1 \pm 0,1), \quad (6)$$

где $\Delta = \pm 0,1$ – средний коэффициент вариации соотношения σ_x/σ_y , показывающий относительную точность определения результата.

Это соотношение в центре образца играет определяющую роль при испытаниях на раскол, что ранее выпадало из поля зрения исследователей. Поскольку в центре образца реализуется плосконапряженное состояние, то разрушение там может происходить по двум механизмам в зависимости от механических свойств материала:

- 1) при $[\sigma_t]/[\sigma_c] < 0,3$ – расколом от бегущей трещины растяжения;
- 2) при $[\sigma_t]/[\sigma_c] > 0,3$ – сдвиговыми трещинами от сжатия,

где $[\sigma_t]$ и $[\sigma_c]$ – прочность материала на одноосное растяжение и сжатие или, в терминах аналитической теории прочности [7], - $[\sigma_t]$ - когезия отрыва.

Очевидно, только первый случай, характерный для хрупких горных пород, обеспечивает надежные результаты при испытаниях на раскол и позволяет судить об истинных значениях прочности на растяжение. Если механические свойства материала удовлетворяют второму соотношению, что можно наблюдать у пород с пластичным поведением, когда угол внутреннего трения мал (меньше 20°), то проводить испытания на раскол не следует, поскольку результаты будут неверными: образец начнет разрушаться в центре образца не от растяжения, а от сжатия. Таким образом, можно впервые достаточно четко указать пределы оправданного применения этого популярного метода испытаний.

Исходя из вышеприведенных рассуждений, можно попытаться определить и требования к радиусу закругления рабочей поверхности индентора, через который создают внешнее нагружение. На этом участке образца следует избегать появления чрезмерно большого ядра раздавливания, если площадь контакта индентора с об-

разцом будет недостаточна. Однако решение этой задачи отнесем к дальнейшим исследованиям.

Следует иметь в виду, что если метод раскола применяется для оценки прочности пород на растяжение вдоль контактных поверхностей ослаблений (слоистость, трещиноватость), т.е. когда наблюдается существенная прочностная анизотропия, то ограничения (7) уже не столь явно зависят от угла внутреннего трения, а лишь от соотношения прочностей на контакте или плоскости ослабления.

Полученные результаты исследования позволяют сделать следующие выводы:

1. При испытании пород на раскол можно использовать образцы с сечением прямоугольной формы, при этом наиболее близкие к задаче Герца результаты дают образцы квадратной формы, а для учета отклонения формы образцов от квадратной следует использовать формулу (5), при этом недопустимо использовать для испытаний узкие образцы с коэффициентом формы меньше 1, т.е. когда $\xi = a/b < 1$;

2. Метод поперечного раскола образцов инденторами будет оправданным, только если у породы соотношение прочностей подчиняется неравенству $[\sigma_t]/[\sigma_c] < 0,3$, что характерно для хрупких пород с высоким (более 20^0) коэффициентом угла внутреннего трения (песчаники, известняки, алевролиты, уголь и т.д.), а для пород с пластическими свойствами метод испытаний расколом непригоден.

3. Задачами дальнейших исследований следует считать определение ограничений, накладываемых требуемой точностью на контактные условия под индентором для раскола образцов, изучение кинематики роста трещины разрыва в образце и особенности раскола объемных образцов при сжатии между встречными инденторами.

Список использованной литературы

1. C. Fairhurst. On the validity of the 'Brazilian' test for brittle materials. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – Volume 1, Issue 4. – October 1964. – pp. 35–546.
2. J.A. Hudson, E.T. Brown, F. Rummel. The controlled failure of rock discs and rings loaded in diametral compression. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. – Volume 9, Issue 2. – March 1972. – pp. 241–244, IN1–IN4, 245–248.
3. P. Jonsén, H.-Å. Häggblad, K. Sommer. Tensile strength and fracture energy of pressed metal powder by diametral compression test. – Powder Technology. – Volume 176, Issues 2–3. – 20 July 2007. – pp. 148–155.
4. Литвинский Г.Г. Экспресс-метод испытаний горных пород на ударно-статический раскол / Г.Г. Литвинский, Буй Чи Шоат. – КГМИ: Коммунарск, 1997. – С. 125.
5. H. Guo, N.I. Aziz, L.C. Schmidt. Rock fracture-toughness determination by the Brazilian test. – Engineering Geology. – Volume 33, Issue 3. – February 1993. – Pages 177–188.
6. Flavio Lanaro, Toshinori Sato, Ove Stephansson. Microcrack modelling of Brazilian tensile tests with the boundary element method. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – Volume 46, Issue 3. – April 2009. – pp. 450–461.
7. Alba Prosa, Pedro Díeza, Climent Molins. Numerical modeling of the double punch test for plain concrete. – International Journal of Solids and Structures. – Volume 48, Issues 7–8. – April 2011. – pp. 1229–1238.
8. Литвинский Г.Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов: Монография. ДонГТУ / Г.Г. Литвинский. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – 207 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Г.Г. Литвинский, Ю.Н. Бикяшева

З метою підвищення точності і надійності визначення міцності гірських порід на одновісний розтяг вивчені особливості руйнування порід розколом за допомогою метода кінцевих елементів. Досліджено роз-

поділ напружень в зразках прямокутної форми в постановці задачі Герца про стискання циліндра. Вперше встановлено діапазон застосування методу розколу.

Ключові слова: задача Герца, міцність на розтяг, метод розколу, прямокутний зразок, розподіл напружень, область застосування.

G.G. Litvinsky, J. Bikyashva

Study of the shape samples for the split tests of rocks. To improve the accuracy and reliability of the rock strength test in uniaxial tensile, failure of rocks split test was studied by the method of finite elements. Stress distribution in the rectangular samples was investigated in the formulation of the problem Hertz. The range of application of the method of split was first installed.

Keywords: Hertz problem, tensile strength, failure, split test of rocks, rectangular sample, distribution of stresses, range of application.

УДК 622.28

Г.Г. ЛИТВИНСКИЙ (д-р техн. наук, проф.)

Э.В. ФЕСЕНКО (канд. техн. наук, доц.)

Донбасский государственный технический университет, г. Алчевск, Украина

ОПТИМАЛЬНЫЙ ПРОКАТНЫЙ ПРОФИЛЬ ДЛЯ РАМНОЙ КРЕПИ

Выполнен анализ эффективности использования различных профилей металлопроката для крепления горных выработок, рассчитаны критерии эффективности профилей при их работе на изгиб и кручение. Доказано, что оптимальным является замкнутый тонкостенный профиль квадратного очертания. Определены его параметры для изготовления рамной крепи горных выработок.

Ключевые слова: рамная крепь, прокатный профиль, критерий эффективности, изгиб, кручение.

Проблема экономии металлопроката при креплении подземных горных выработок весьма актуальна, поскольку в настоящее время свыше 90% всех горных выработок закреплены рамной крепью, изготовленной из стального проката. При этом на каждый километр протяженности выработки в среднем необходимо затратить около 300-350 т стальной крепи.

Известно, что наиболее экономичным профилем при работе несущего элемента на изгиб является двутавр, который ранее использовали для стальных рамных крепей, работающих в жестком режиме [1, 2]. Однако в настоящее время от двутавра отказались из-за присущих ему существенных недостатков: низкого момента сопротивления кручению W_k (что приводит к появлению недопустимых крутильных деформаций) и жесткого режима работы крепи из двутавра, что исключает его применение при больших смещениях породного контура.

Вместо двутавра были разработаны «специальные» профили проката (СВП, СВПУ, КГВ и др.) [1 – 3], которые с середины прошлого века широко применяют для изготовления стальных рамных крепей горных выработок. Накопленный опыт эксплуатации крепей из спецпрофилей СВП позволил выявить основные недостатки этого профиля:

1. При изгибе крепи часто расширяются верхние концы спецпрофиля стоек, затем верхняк проваливается в профиль, что приводит к недопустимым деформациям элементов крепи.

2. Сравнительно малые радиусы закруглений на сопряжениях днища и стенок профиля вызывают концентрацию касательных напряжений в этих местах, что в сочетании с указанным выше явлением способствует отрыву днища.

3. Из-за колебаний размеров профиля в узлах податливости концы верхняка и стоек взаимодействуют с разными условиями взаимного скольжения, что нарушает работу податливых соединений крепи.

4. Поскольку профиль открытый, незамкнутый и с относительно тонкими стенками, это обуславливает низкий момент сопротивления кручению W_k , а также быструю коррозию стенок.

Анализируя известные недостатки и особенности спецпрофиля, можно сформулировать основные требования к профилю для стальной рамной крепи:

1. Высокое сопротивление изгибу, кручению и потере местной устойчивости.

2. Повышенная стойкость к коррозии.

3. Простые и надежные соединения элементов крепи.

4. Уменьшенный расход металла на единицу несущей способности.

В связи с этим актуальна проблема выбора несущего профиля для изготовления крепей горных выработок, который должен отвечать сформулированным

выше требованиям для повышения эффективности его использования в рамных крепях.

Цель исследований состоит в анализе характеристик прокатных профилей различных конфигураций и обосновании наиболее эффективного. *Объектом* исследований являются серийные профили проката, выпускаемые промышленностью, *предметом* исследований – рабочие характеристики этих профилей, а *задачи исследований* сводятся к выполнению анализа показателей прокатных профилей, обоснованию параметров наиболее эффективного профиля и оценке целесообразности его использования в рамной крепи.

Рассмотрим существующие серийные профили проката, которые могут быть использованы при изготовлении рамных крепей. К их числу относятся: двутавры, специальные взаимозаменяемые профили (СВП, СВПУ), трубы (круглые, квадратные, прямоугольные). Уголок, швеллер, тавр, рельс исключены из анализа из-за их малоприспособности для использования в несущих элементах горных крепей.

Несущая способность и надежность крепи тем выше, чем лучше сопротивляется сжатию, изгибу и кручению профиль, из которого она изготовлена. Поэтому для анализа профилей выбраны следующие их характеристики: высота и ширина (h и b), толщина его полки и стенки (t и s), площадь поперечного сечения A , момент сопротивления изгибу W_x , момент сопротивления кручению W_k .

Наиболее эффективным следует считать профиль, у которого моменты сопротивления изгибу и кручению максимальны при минимальной площади поперечного сечения, т.е. обеспечивающий наименьший расход металла, который пропорционален площади A :

$$W_x, W_k \rightarrow \max \text{ при } A \rightarrow \min$$

Для сравнения различных профилей и оценки их эффективности удобно использовать критерий, определяемый по формуле в виде безразмерного симплекса [4]:

$$k = \frac{W}{\sqrt{A^3}}, \quad (1)$$

для учёта работы профиля на изгиб и кручение этот критерий имеет вид:

$$k_{изг} = \frac{W_x}{\sqrt{A^3}}, \quad k_k = \frac{W_k}{\sqrt{A^3}}, \quad (2)$$

где $k_{изг}$, k_k – критерии эффективности профиля соответственно по изгибу и кручению;

Прокатные профили сгруппируем и сопоставим по площади поперечного сечения одного из типоразмеров спецпрофиля СВП. Например, расчёт критериев эффективности профилей, соответствующих спецпрофилю СВП 14, приведен в табл. 1.

В табл. 1 относительные критерии эффективности по изгибу k_1 и кручению k_2 представляют собой соотношение критериев профиля $k_{изг}$ и k_k и спецпрофиля СВП. Таким образом, относительный критерий k_1 показывает, во сколько раз рассматриваемый профиль эффективнее профиля СВП 14 по изгибу, а k_2 – по кручению. Анализ показал, что на изгиб худшим является повсеместно применяемый для крепи спецпрофиль СВП, а лучшим – двутавр, у которого $k_1 = 3,33$. Это значит, что при том же расходе металла двутавр выдержит изгибающие моменты в 3,33 раза большие, чем профиль СВП. Однако эффективность двутавра по кручению недопустимо мала (как и у профиля СВП).

Таблица 1 – Сравнение профилей металлопроката с площадью поперечного сечения, эквивалентной спецпрофилю СВП 14

Типоразмер профиля	Площадь поперечного сечения A , см ²	Момент сопротивления		Критерий эффективности			
		осевой W_x , см ³	при кручении W_k , см ³	по изгибу		по кручению	
				$k_{изг}$	относительный $k_1 = k_{изг} / k_{СВП}$	k_k	относительный $k_2 = k_k / k_{СВП}$
СВП 14	18,70	40,70	4,55	0,50	1	0,06	1,0
СВПУ 14а	18,00	44,60	6,43	0,58	1,17	0,08	1,4
Двутавр 18Б1	19,58	120,08	5,20	1,39	2,77	0,06	1,0
Двутавр Т22	17,45	121,52	4,37	1,67	3,33	0,06	1,0
Труба 127х5	19,16	56,24	112,5	0,67	1,34	1,34	22,4
Труба 219х2,8	19,02	101,50	203,0	1,22	2,45	2,45	40,8
Труба 100х100х5	18,36	54,22	85,7	0,69	1,38	1,09	18,2
Труба 120х120х4	18,15	67,05	104,0	0,87	1,73	1,34	22,4
Труба 90х80х6,3	18,47	44,23	76,2	0,56	1,11	0,96	16,0
Труба 120х50х6,3	18,47	47,7	79,0	0,60	1,20	1,0	16,6
Труба 110х90х5	18,36	56,87	93,16	0,72	1,45	1,18	19,7
Труба 160х40х5	18,36	60,17	77,45	0,76	1,53	0,98	16,4
Труба 140х100х4	18,15	71,94	117,6	0,93	1,86	1,52	25,4
Труба 160х80х4	18,15	74,71	121,2	0,97	1,93	1,57	26,1

Круглая труба эффективнее спецпрофиля по изгибу в 1,34...2,45 раза, а по кручению в десятки раз ($k_2 = 22,4...40,8$). Однако применение круглого профиля для изготовления крепи не вполне рационально, поскольку диаметр трубы больше, чем размеры соответствующего профиля СВП, что делает крепь более громоздкой, а также затруднён монтаж межрамных ограждений.

Коробчатые профили квадратной и прямоугольной формы превосходят спецпрофиль СВП по изгибу в 1,11...1,93 раза, а по кручению в 16,0...26,1 раза. При этом линейные размеры коробчатой трубы $h \times b$ меньше или соизмеримы с размерами спецпрофиля СВП 14 ($h \times b = 88 \times 121$ мм).

Таким образом, изготовление крепей из коробчатых профилей прямоугольного сечения не требует увеличения поперечного сечения проводимой выработки, не создает сложностей в стыковке элементов крепи, упрощает конструкцию податливых соединений и не затрудняет укладку межрамных ограждений. Следует учесть, что коробчатые профили имеют высокое сопротивление кручению, что объясняется замкнутой их формой, в отличие от открытых профилей СВП, СВПУ и двутавров.

Относительный коэффициент эффективности k_1 прямоугольной трубы зависит от соотношения её линейных размеров h / b и толщины стенки трубы t . На рис. 1 показана зависимость коэффициента k_1 для трубы с $t = 5$ мм от соотношения её размеров h / b , а на рис. 2 – зависимость коэффициента эффективности по изгибу $k_{изг}$ от относительной толщины стенки t/h для замкнутых квадратных профилей металлопроката.

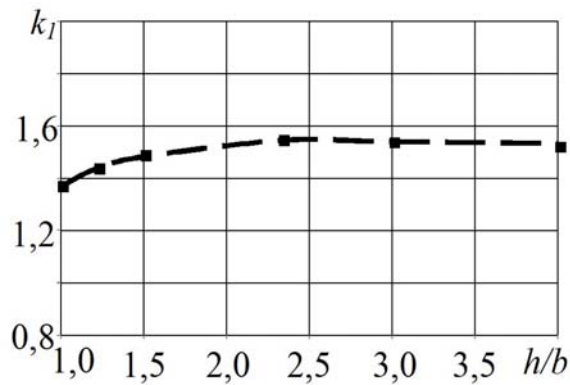


Рис. 1. Зависимость относительного коэффициента эффективности профіля k_I от соотношения его размеров при $t = 5$ мм

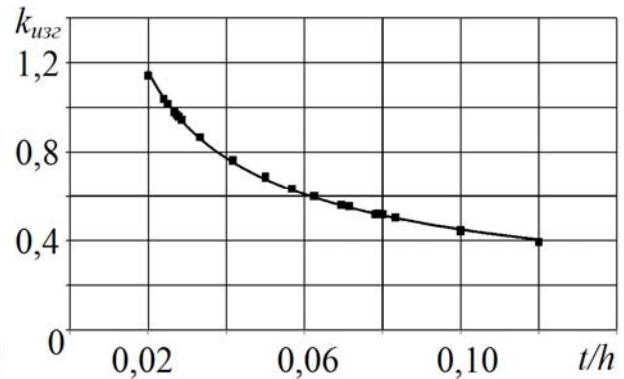


Рис. 2. Зависимость коэффициента эффективности профіля $k_{изг}$ от относительной толщины стінки t/h

Из рис. 1 следует, что эффективность трубчатого профіля прямоугольного сечения по изгибу при изменении его размеров h/b от 1,0 до 4,0 меняется незначительно (в диапазоне $k_I = 1,38 \dots 1,55$). Необходимо учесть, что профіли с $h/b > 2$ нетехнологичны из-за громоздкости, неудобства укладки затяжки, и, самое главное, они обладают пониженным моментом сопротивления W_y .

Следовательно, для изготовления рамных крепей из всего разнообразия профілей металлопроката наиболее эффективным является квадратный коробчатый профіль. Как видно из табл. 1, эффективность такого профіля повышается при увеличении размеров и уменьшении толщины стінки. При уменьшении его относительной толщины стінки с $t/h = 0,12$ до $t/h = 0,02$, эффективность по изгибу увеличивается примерно в 3 раза (рис. 2). Однако толщину стінки профіля t нельзя чрезмерно уменьшать из-за опасности местной потери устойчивости, хотя толщина стандартных профілей рассчитана на возможность местной потери устойчивости и поэтому не требует проверки.

Большим достоинством замкнутых профілей является возможность их внутреннего заполнения твердеющим составом (бетоном), что превращает их в трубобетон. Это существенно повышает несущую способность, общую и местную устойчивость крепи. Заполнение трубного профіля целесообразно проводить после монтажа крепи, что повысит прочностные показатели профіля на 25 – 35% и резко снизит вероятность общей и местной потери устойчивости.

В табл. 2 произведено сравнение спецпрофілей СВП с наиболее эффективными квадратными коробчатыми профілями. Для каждого типоразмера спецпрофіля СВП подобраны два трубчатых профіля – один соответствует площади A поперечного сечения спецпрофіля СВП, другой – моменту сопротивления изгибу W_x .

Квадратный трубчатый профіль существенно эффективнее спецпрофіля СВП по изгибу и кручению. Так, замена спецпрофіля СВП квадратной трубой повышает эффективность крепи по изгибающим нагрузкам в 1,5 – 2 раза, по кручению – в 16 – 27 раз, при этом расход металла сокращается в 1,25 – 1,6 раза.

Применение рамных крепей из квадратного замкнутого профіля позволит значительно снизить массу каждой рамы крепи. Например, арочная крепь площадью поперечного сечения $14,5 \text{ м}^2$ из профіля СВП 33 имеет массу 333 кг (без учета податливых элементов, болтов, межрамных стяжек), а такая же арка из квадратного замкнутого профіля будет иметь массу 222 кг. Таким образом, при установке крепи с шагом 0,5 м, экономия металла на 1 км выработки составит 222 т.

Таблица 2 – Сравнение спецпрофилей СВП с профилями замкнутого квадратного сечения

Типоразмер профиля	Площадь поперечно- го сечения A , см ²	Момент сопротивления		Критерий эффективности			
		осевой W_x , см ³	при кручении W_k , см ³	по изгибу		по кручению	
				$k_{изг}$	относи- тельный $k_1=k_{изг}/k_{СВП}$	k_k	относи- тельный $k_2=k_k/k_{СВП}$
СВП 14	18,7	40,7	4,55	0,50	1	0,06	1,0
Труба 120x120x4	18,15	67,05	104	0,87	1,73	1,34	22,4
Труба 110x110x3	12,61	43,33	66,82	0,97	1,94	1,49	24,9
СВП 17	21,73	50,3	5,88	0,50	1	0,06	1
Труба 140x140x4	21,35	93,09	143,7	0,94	1,89	1,46	25,1
Труба 120x120x3	13,81	52,06	80,1	1,01	2,03	1,56	26,9
СВП 19	24,44	61,3	7,74	0,51	1	0,06	1
Труба 160x160x4	24,55	123,4	189,8	1,01	1,99	1,56	24,4
Труба 120x120x4	18,15	67,05	104,1	0,87	1,70	1,35	21,0
СВП 22	27,91	74,8	9,9	0,51	1	0,07	1
Труба 160x160x4	24,55	123,4	189,8	1,01	2,0	1,56	23,3
Труба 120x120x5	22,36	80,91	126,7	0,77	1,51	1,2	17,9
СВП 27	34,37	100,2	15,98	0,50	1	0,08	1
Труба 180x180x5	34,36	192,99	297,7	0,96	1,92	1,48	18,5
Труба 150x150x4	22,95	107,71	166,0	0,98	1,96	1,51	18,9
СВП 33	42,53	133,5	23,71	0,48	1	0,09	1
Труба 200x200x6	45,63	283,27	438,1	0,92	1,91	1,42	16,7
Труба 150x150x5	28,36	130,95	203,2	0,87	1,81	1,35	15,8

Заполнение внутренней полости профиля твердеющим материалом позволит, кроме существенного повышения несущей способности и устойчивости, в два раза уменьшить скорость коррозии из-за невозможности попадания кислорода внутрь коробчатого профиля.

Выводы.

1. Спецпрофили СВП имеют самую низкую эффективность по изгибу и кручению в сравнении с остальными профилями металлопроката.
2. Наиболее технологичным и эффективным для использования в рамных креплениях является замкнутый тонкостенный профиль квадратного очертания, который по изгибу превышает спецпрофили СВП в 1,5 – 2 раза, а по кручению – в 16 – 27 раз (табл. 2).
3. Заполнение коробчатого профиля крепи твердеющим материалом увеличивает несущую способность ещё на 25 – 35%, исключает возможность его общей и местной потери устойчивости, в два раза уменьшает скорость коррозии металла.
4. Использование коробчатого профиля для горной крепи позволит сократить расход металла в 1,25 – 1,6 раза при сохранении той же несущей способности рамы, заметно уменьшить массу отдельных её элементов, снизить трудоемкость, себестоимость и время возведения крепи, увеличить скорость проведения и устойчивость выработок.
5. Проведенными исследованиями доказано, что необходимо отказаться от конструктивно и экономически неэффективного спецпрофиля и вместо него пере-

йти на изготовление рамных крепей горных выработок из коробчатого профиля квадратной формы.

Список использованной литературы

1. Литвинский Г.Г. Стальные рамные крепи горных выработок / Г.Г. Литвинский, Г.И. Гайко, Н.И. Кулдыраев. – К.: Техника, 1999. – 216 с.
2. Каретников В.Н. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник / В. Н. Каретников, В.Б. Нуждихин, А.Г. Клейменов. – М.: Недра, 1989. – 571 с.
3. Зигель Ф.С. Арочные крепи из новых профилей проката / Ф.С. Зигель, В.Ф. Компаниец // Уголь Украины. – 1992. – №10. – С. 59 – 61.
4. Тимошенко С.П. Механика материалов / С.П. Тимошенко, Дж. Гере. – М.: Мир, 1976. – 669 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Г.Г. Литвинський, Е.В. Фесенко

ОПТИМАЛЬНИЙ ПРОКАТНИЙ ПРОФІЛЬ ДЛЯ РАМНОГО КРІПЛЕННЯ

Виконано аналіз ефективності застосування різних профілів металопрокату для кріплення гірничих виробок, розраховано критерії ефективності профілів при їх роботі на вигин та кручення. Доведено, що оптимальним є замкнутий тонкостінний профіль квадратного обрису. Визначено його параметри для виготовлення рамного кріплення гірничих виробок.

Ключові слова: рамне кріплення, прокатний профіль, критерій ефективності, вигин, кручення.

G.G. Litvinsky, E.V. Fesenko

AN OPTIMUM ROLLED SECTION IS FOR THE FRAME MINE SUPPORT

The analysis of efficiency of the use of different profiles of metal-roll is executed for frame support of the mine working. The criteria of efficiency of profiles are calculated when they are subject to bending and torsion. It is proved that the most effective is a closed thin-walled profile of square shape. Its parameters are defined for the frame of mine support.

Keywords: frame support, rolled section, criterion of efficiency, bending, torsion.

УДК 504.05

Е.А. МАНИДИНА (асс.)

К.В. БЕЛОКОНЬ (канд. техн. наук, доц.)

В.Р. РУМЯНЦЕВ (канд. техн. наук, доц.)

Запорожская государственная инженерная академия, Запорожье

Е.В. МАТУХНО (канд. техн. наук, доц.)

Национальная металлургическая академия Украины, г. Днепропетровск

К ВОПРОСУ СНИЖЕНИЯ АЭРОДИНАМИЧЕСКОГО ШУМА НА ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Предложены пути снижения низкочастотного уровня шума в газоходах. Рассмотрены основные параметры, влияющие на эффективность глушителей. Для гашения шума, создаваемого технологическим оборудованием, можно рекомендовать глушитель, совместно использующий свойства отражательного и резонансного глушителей. В результате экспериментальных исследований была определена зависимость вносимых потерь от частоты для отражательно-резонансного глушителя, состоящего из четырёх блоков. Экспериментальные исследования показали, что оптимальная частота использования отражательно-резонансного глушителя лежит в диапазоне частот 63..2000 Гц.

Ключевые слова: аэродинамический шум, глушитель, оптимальная частота, газоход, резонансная частота, потери давления.

Введение

Эксплуатация большинства технологического оборудования металлургических предприятий связана с возникновением шума и вибрации разной частоты и интенсивности.

Повышенный шум не просто источник беспокойства, его влияние на человека имеет разнообразные аспекты. Под действием шума ухудшается здоровье человека, снижается его работоспособность. Шум может явиться причиной несчастных случаев на производстве, транспорте и в других условиях.

Основными источниками шума, действующими в условиях металлургического предприятия, являются воздушные и газовые тракты, тягодутьевое оборудование, газораспределительные станции и др. Известно, что ослабление шума воздухопроводов достигается плавностью движения воздушного потока, плавными переходами в местах изменения направления трубопровода, применением глушителей.

Анализ исследований и публикаций

Глушители шума имеют разнообразные конструкции с использованием эффектов поглощения и отражения, а также воздействия на источник звука. Наиболее эффективными методами гашения шума в газоходах является использование: абсорбционных (звукопоглощающие волокнистые облицовочные материалы), резонансных глушителей. Основным недостатком звукопоглощающих волокнистых облицовочных материалов является их насыщение конденсационной влагой и, как следствие, недостаточная эффективность. В свою очередь, резонансные глушители не приспособлены для глушения широкополосных шумов, приводят к повышению гидравлического сопротивления. Стоит отметить, что при глушении шума необходимо уделить особое внимание низкочастотным составляющим, так как, с одной стороны, на низкочастотную область акустического спектра приходится максимум излучения крупномасштабных металлургических агрегатов, а с другой стороны – предельно допустимые уровни шума в этом диапазоне излучения являются достаточно малыми [1]. Однако известно, что для эффективного глушения шума низких частот резонансные глушители должны иметь геометрические размеры значительно превышающие диаметр газового тракта.

Из вышеизложенного следует, что глушение шума, создаваемого технологическим оборудованием, является актуальным вопросом для металлургических предприятий.

Цель и задачи. Целью данной работы является разработка высокоэффективного в широком диапазоне низкочастотной области глушителя, имеющего невысокое гидравлическое сопротивление и небольшие габаритные размеры.

Результаты исследования и их обсуждение

Одним из способов решения поставленной задачи является преобразование звуковой энергии волн в тепловую энергию. При использовании данного способа глушения шума, для увеличения эффективности поглощения целесообразно применить резонансное локальное усиление колебаний среды.

Второй способ решения задачи это создание отражателей звуковой волны. Данные отражатели являются локальными и снижают шум на местности. Использование отражателей исключает необходимость преобразовывать энергию звуковых колебаний в тепловую энергию.

Для гашения шума, создаваемого технологическим оборудованием, можно рекомендовать глушитель, совместно использующий первый и второй способ решения выше поставленной задачи.

Для разработки и проектирования высокоэффективного глушителя необходимо определить параметры, влияющие на их акустические и аэродинамические характеристики. Для этих целей более подробно остановимся на механизмах действия резонансного и отражательного глушителей.

Механизм глушения шума в резонаторе заключается в том, что звуковая волна, попадая из канала в резонатор, отражается от закрытого конца назад в канал с фазой, противоположной фазе падающей волны. В результате этого в месте присоединения трубы к каналу происходит взаимное погашение прямой и обратной волн. Следовательно, для глушения шума в широком диапазоне частот необходимо устанавливать несколько резонаторов, настроенных на разные резонансные частоты. Расстояние между группами резонаторов должно быть не менее одной четверти наибольшей длины волны, для того чтобы избежать нежелательного взаимодействия между ними [2]. Такое же правило применяют для различных сторон каналов. Поскольку резонаторы наиболее эффективны в частотных областях, где ширина воздуховодов между облицовками меньше, чем половина длины волны, различно настроенные резонаторы не следует применять для противоположных стенок.

Также необходимо учитывать, что каждый из проектируемых резонаторов в зависимости от соотношения фаз при создании осциллирующего потока в горловине может усиливать возбуждающее акустическое поле или подавлять его.

Оптимальное распределение резонаторных глушителей по частотам и оптимальные величины их добротностей необходимо определять в зависимости от вида исходного спектра шума с учётом массогабаритных и иных ограничений.

Отражательные глушители (реактивные) обеспечивают преобразование пульсаций и колебаний газа в звуковую энергию. Обычно эти глушители выбирают из-за их прочности, когда применение чисто диссипативных глушителей менее удобно и допустимы повышенные потери давления. Такие ситуации наблюдаются, например, когда газовые потоки переносят пыль, при высоких скоростях и давлениях потока, при сильных механических вибрациях. Максимальное ослабление частоты, на которых оно имеет место, будут зависеть от параметров потока. В некоторых частотных полосах возможны малые или отрицательные значения ослабления [2].

Таким образом, параметрами, влияющими на акустические и аэродинамические характеристики отражательно-резонансных глушителей (ОР глушителей), являются:

- потери давления;
- потоковый шум;
- максимальные размеры, допустимые для глушителя;
- необходимая долговечность глушителя, подвергающегося воздействию потока, пульсаций давления и механической вибрации.

Допустимые потери давления в потоке должны превысить потери полного давления Δp_t , которые зависят от средней скорости потока и плотности газа, а также условий распространения потока, описываемых уравнением [3]:

$$\Delta p_t = (\zeta + \Delta\zeta) \frac{v_1^2}{2} \cdot \rho, \quad (1)$$

где ζ - коэффициент потерь полного давления, определенных по [2] для условий однородного потока на обоих концах глушителя;

$\Delta\zeta$ - коэффициент дополнительных потерь давления, обусловленный отличием условий переноса потока на месте эксплуатации глушителя от условий при лабораторных испытаниях (эта величина подлежит экспериментальной оценке);

ρ - плотность газа при рабочих условиях, кг/м³;

v_1 - средняя скорость потока во входном сечении, м/с.

Резонансные частоты резонаторов будут определяться отношением размеров [4]:

$$f_p = \left(\frac{c}{2\pi} \right) \left(\frac{S}{(l + 0.8\sqrt{S})V} \right)^{1/2}, \quad (2)$$

где c - скорость звука, м/с;

V - объём резонансной камеры, м³;

l, S - длина и площадь сечения горла резонатора, соединяющего канал с резонансной камерой.

Для резонаторов всех типов собственная частота зависит от температуры вследствие зависимости от температуры скорости звука:

$$c = c_0 \sqrt{T/T_0}, \quad (3)$$

где T - абсолютная температура, К;

T_0 - температура окружающей среды, К;

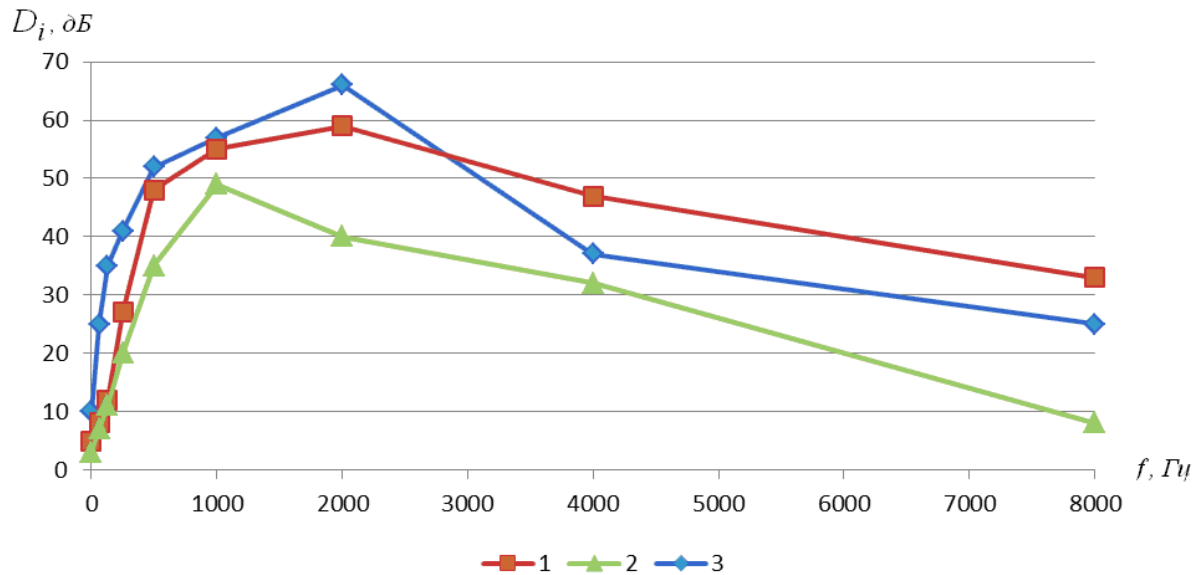
c_0 - скорость звука при температуре T_0 , м/с.

Для того чтобы настроить резонатор на заданную собственную частоту при повышенной температуре T , необходимо увеличить его размеры пропорционально множителю $\sqrt{T/T_0}$ по сравнению с размерами, соответствующими температуре окружающей среды.

Формулы (1) – (3) дают основу для дальнейшего расчёта необходимого количества резонаторов исходя из необходимой эффективности глушения на каждой из частот.

В результате экспериментальных исследований [5] была определена зависимость вносимых потерь D_i от частоты f для отражательно-резонансного глушителя, состоящего из четырёх блоков. На рис.1 представлены зависимости вносимых потерь D_i от частоты f для разных типов глушителей.

Согласно рис.1 оптимальная частота использования отражательно-резонансного глушителя лежит в диапазоне частот 63..2000 Гц. На более высоких частотах отражательно-резонансный глушитель уступает по эффективности ранее известному глушителю (пластинчатому).



1 – пластинчатый глушитель, расположение пластин 2×2 [2].

2 – простой диссипативный глушитель с круглым поперечным сечением и толщиной облицовки 0,1 м. Свободный диаметр канала $D = 0,2$ м [2].

3 – отражательно-резонансный глушитель (экспериментальные данные).

Рисунок 1 - Экспериментально полученные зависимости вносимых потерь от частоты

Выводы

Таким образом, были предложены пути снижения низкочастотного уровня шума в газоходах. Рассмотрены основные параметры, влияющие на эффективность глушителей. Экспериментально установлено, что оптимальная частота использования отражательно-резонансного глушителя лежит в диапазоне частот 63..2000 Гц.

Список использованной литературы

1. ДСН 3.3.6.037-99. Санітарні норми виробничого шуму, ультразвуку та інфразвуку. – К.: Видання офіційне. МОЗ України, 2000. – 29 с.
2. ISO 14163:1998. Acoustics - Guidelines for noise control by silencers (MOD). –М.: Стандартиформ, 2007.
3. Защита от шума: справочник проектировщика / под ред. Е.Я. Юдина. - М.: Стройиздат, 1973.- С. 134.
4. Заборов В.М. Защита от шума и вибрации в черной металлургии / В.М. Заборов, Л.Н. Клячко, Г.С. Росин. – М.: Металлургия, 1988. – 216 с.
5. ISO 11691 Acoustics - Measurement of insertion loss of ducted silencers without flow - Laboratory survey method.

Надійшла до редакції 21.03.2013

Є.А.Манідіна, К.В.Белоконь, В.Р.Румянцев, О.В.Матухно

ДО ПИТАННЯ ЗНИЖЕННЯ АЕРОДИНАМІЧНОГО ШУМУ НА ПРОМИСЛОВИХ ПІДПРИЄМСТВАХ

Запропоновані шляхи зниження низькочастотного рівня шуму в газоходах. Розглянуті основні параметри, що впливають на ефективність глушників. Для гасіння шуму, який створюється технологічним устаткуванням, можна рекомендувати глушник, що спільно використовує властивості відбивного і резонансного глушників. У результаті експериментальних досліджень була визначена залежність внесених втрат від частоти для відбивно-резонансного глушника, що складається з чотирьох блоків. Експериментальні дослідження показали, що оптимальна частота використання відбивно-резонансного глушника лежить у діапазоні частот 63..2000 Гц.

Ключові слова: аеродинамічний шум, глушник, оптимальна частота, газохід, резонансні частоти, втрати тиску

E.A.Manidina, K.V.Belokon', V.R.Rumiantsev, E.V.Matukhno

TO THE QUESTION OF AERODYNAMIC NOISE DECREASING AT THE INDUSTRIAL ENTERPRISES

The ways of low-frequency noise level in gas flues decreasing are offered. The main parameters influencing efficiency of mufflers are considered. To suppress the noise, which is generated by the technological equipment, it is possible to propose a muffler, jointly using reflective and [reverberative](#) properties of mufflers. As a result of experimental researches dependence of insertion losses on frequency for a reflecting-resonant muffler consisting of four blocks has been determined. Experimental studies have shown that the optimal frequency of reflectively resonance muffler using lies in the range of 63..2000 Hz frequencies.

Key words: aerodynamic noise, muffler, optimal frequency, gas flues, resonant frequency, pressure losses

УДК 658.012.23

О.А.КРАТТ (д-р екон. наук, проф.)

А.В.МЕРЗЛІКІН (канд.техн.наук, доц.)

В.В. НАЗИМКО (д-р техн. наук, проф.)

Донецький національний технічний університет, Донецьк

ПОБУДОВА ЦИФРОВОЇ МОДЕЛІ ПРОЕКТУ ВУГЛЕВИДОБУТКУ ДЛЯ КІЛЬКІСНОГО ДОСЛІДЖЕННЯ ЙОГО РИЗИКІВ

Розроблена імітаційна модель проекту підземного вуглевидобутку. Запропоновано процедуру самплінгу темпів основних та допоміжних робіт проекту вуглевидобутку. Обґрунтовано оптимальний тижневий крок у часі при виконанні стохастичного моделювання та побудовано цифрову модель моно-проекту вуглевидобутку і розроблено алгоритм накопичення об'ємів робіт календарного плану.

Ключові слова: проект вуглевидобутку, проектні ризики, самплінг, стохастичне моделювання.

Видобуток українського вугілля є єдиною надійною альтернативою, яка забезпечує енергетичну і сировинну незалежність нашої держави від імпорту газу, ядерного палива та нафти. Проте загальний обсяг вуглевидобутку щорічно падає незважаючи на збільшення державних дотацій у вугільну галузь. Це свідчить про серйозні проблеми, які поки не можуть бути вирішені економічними важелями. Видобуток українського вугілля здійснюється в основному підземним способом, який створює специфічні проектні обмеження і ризики [1-2]. Обмеження пов'язані з високим рівнем небезпеки, що обумовлений наявністю вибухонебезпечного метану як супутнього енергоносія, тіснявою робочого простору підземних виробок, негативними проявами гірського тиску, та газодинамічними явищами.

Ризик вуглевидобутку обумовлені головним чином факторами невизначені [3-4]. Перш за все це складні геологічні умови залягання вугільних родовищ, які негативно впливають не тільки на безпеку очисних робіт, але й обумовлюють низьку надійність вуглевидобувної техніки, що експлуатується у суворих умовах оточуючого геологічного середовища. Погана передбачуваність численних геологічних малоамплітудних порушень не сприяє стабільності параметрів технологій вуглевидобутку, яка може раптово змінюватись кілька разів у одному вибої по мірі його посування.

Отже проектні обмеження та ризики затримують виконання календарних планів вуглевидобутку, що негативно відбивається на рентабельності вугільних шахт та їх конкурентоспроможності.

Таким чином зниження ризиків підземного вуглевидобутку є актуальною задачею, вирішення якої дає можливість створити альтернативні шляхи для поліпшення стану вугільної галузі нашої держави.

Проект вуглевидобутку може бути в тій чи іншій мірі чутливим до певного ризику. Проте проекти вугільних шахт є складними системами, які фактично komponуються у програми розвитку гірничих робіт і складаються з великої кількості окремих проектів основних і допоміжних робіт календарного плану вуглевидобутку. Отже окремі фактори проектних ризиків мають складні взаємні зв'язки між собою, які проявляються через різні компоненти проекту. Тому щоб дати надійну кількісну оцінку таких ризиків необхідна математична модель, яка б враховувала взаємні зв'язки проектних складових.

На жаль, на теперішній момент розроблені тільки економічні моделі проектів вуглевидобутку [5-12], які показали себе як цінний фінансовий інструмент для аналізу стану вугільних підприємств. Проте такі моделі не враховують специфіку підземного вуглевидобутку і не можуть бути використані для повного аналізу про-

екту. Як відомо, найбільш потужні математичні інструменти для аналізу проектів в цілому базуються на сіткових моделях [13-15]. Саме сіткові моделі дають можливість відтворити задовільну структуру календарного плану якою б складною вона не була та здійснити кількісний аналіз проекту або його ризиків. Найбільш універсальні сіткові моделі створюють на основі цифрових методів математичних графів, які моделюють окремі елементарні або складові роботи календарного плану у вигляді векторів, а послідовність робіт імітується мережею таких векторів. Така сіткова модель вуглевидобутку і алгоритм її роботи описується в даній статті.

Алгоритм стохастичного моделювання проекту вуглевидобутку має наступний вигляд. Підготовка даних для моделювання починається із складання спільної планограма Гантта очисних, підготовчих, монтажних і допоміжних робіт. Така об'єднана планограма записується у вигляді таблиці 1 і відображає календарний план вуглевидобутку. Ребра (вектори) графа мають індивідуальні номери (стовпчик 1) і представлені окремими роботами, наприклад, «проведення вентиляційної збійки», або «відпрацювання 4 південної лави блоку 10» і т.д. Кожен вектор графа має вершини, що позначають моменти часу початку і закінчення роботи, і вказують з якої вершини (стовпчик 3) і в яку (стовпчик 4) спрямований вектор.

Таблиця 1 Приклад вихідних даних для стохастичного моделювання

Номер роботи (вектора)	Вірогідність	Відкуди	Куди	Закон розподілу.	К вар	Кореляція	Код роботи	Обєм	темпи	Обєм	темпи	Обєм	темпи
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
1	1	1	55	2	0,35	0	0	350	70				
2	1	14	52	2	0,28	1	0	960	70				
4	0,7	22	56	1	0,42	5	0	120	40	405	45		
5	1	1	51	2	0,30	4	1	420	900	600	100	460	140

Кожен вектор має кінцеву вірогідність, вказану у стовпчику 2. Якщо точно відомо, що ця робота буде виконуватися згідно з планом робіт, тоді вірогідність вектора дорівнює одиниці. В іншому випадку ймовірність вектора менше одиниці, а величина імовірності задається на основі попереднього аналізу модельованого об'єкта. Зазвичай величина ймовірності визначається на підставі експертних оцінок. Роботи, вірогідності p яких була менша одиниці враховується $p \cdot 100$ разів із кожної сотні ітерацій у випадковій послідовності. Це підвищує достовірність результатів моделювання, оскільки враховується невизначеність структури календарного плану.

Реальні роботи календарного плану рідко виконуються вчасно, що дуже характерно для процесів підземного вуглевидобутку. Методом аналогів [13] встановлено, що варіація фактичних строків виконання основних та допоміжних робіт календарного плану вуглевидобутку як на вітчизняних, так і на шахтах, які працюють у країнах з розвинутою економікою є дуже значною. Так коефіцієнт варіації добового видобутку з типового довгого механізованого очисного вибою перевищує

50%, а темпи підготовчих робіт мають розкид з амплітудою 30-40%. Підкреслимо, що вказана варіація має природний характер, бо об'єктивно обумовлена невизначеністю геологічних умов розробки вугільних родовищ та іншими важливим чинниками, що породжують проектні ризики підземного вуглевидобутку. Отже важливою компонентою моделі проекту вуглевидобутку є невизначеність темпів його основних та допоміжних процесів. Вказана невизначеність відображається розподілами темпів основних і допоміжних робіт календарного плану.

Отже кожен вектор характеризується своїм законом розподілу (позиція 5) і коефіцієнтом варіації (позиція 6), а також вказується, з якою роботою він корелює (стовпчик 7). Так роботи 4 і 5 пов'язані симетричною кореляцією, а робота 2 залежить від роботи 1. Це означає наприклад, що виконавець робіт 4 і 5 один і той же, отже варіація їх темпів буде приблизно однаковою. Залежність роботи 1 від роботи 2 означає, що темпи першої роботи залежать від того, як буде виконана друга робота. Ці приклади наочно демонструють важливість процедури самплінгу для забезпечення достовірності результатів стохастичного моделювання.

Процес самплінгу полягає у виборі випадкових величин вхідних факторів за законом, який визначається розподілом або гістограмою можливих величин тривалості робіт. При реалізації процедури самплінгу в процесі стохастичного моделювання методом Монте Карло враховувалася можлива кореляція між окремими вхідними величинами. Якщо вхідні фактори корелюють між собою, тоді застосовується наступний підхід (рис. 1).

Нехай кореляція між факторами симетрична. У цьому випадку при черговому запуску стохастичної моделі випадкове значення фактора 1 вибирається з усього діапазону на графіку рис. 1, а. Значення фактора 2 вибирається з діапазону 1 (тобто з діапазону від 50 до 135), виділеного фігурною дужкою згідно з розподілом, отриманим на перетині графіка при обраній величині фактора 1. На наступному запуску стохастичної моделі з усієї шкали вибирають випадкове значення фактора 2 (рис. 1, б), а випадкове значення фактора 1 вибирають на діапазоні 2, тобто в межах від 0 до 60.

Таким чином дотримується фізичний смисл можливих зв'язків між вхідними факторами. Наприклад при позитивній кореляції між факторами при випадковому виборі малого значення першого фактора випадково відібране значення другого фактора також буде вибиратися в межах малих можливих величин. При негативному коефіцієнті кореляційного зв'язку навпаки: більші значення одного фактору відповідають меншим значенням другого. Застосування процедури самплінгу унеможливило випадковий вибір фізично неможливих поєднань величин вхідних факторів, що забезпечує достовірність результатів стохастичного моделювання.

При несиметричній кореляції незалежне випадкове значення вибирається завжди для того фактора, який є аргументом, а залежне випадкове значення надається фактору, який є випадковою функцією незалежного фактора.

Стохастичне моделювання засноване на імітації випадкових послідовностей темпів основних і допоміжних робіт календарного плану в часі. При цьому важливо визначити оптимальний крок збільшення часу в процесі моделювання. Для цього необхідно знайти закономірності в зміні окремих порцій робіт календарного плану у часі. Така задача вирішується методами автокореляційного аналізу.

На рис. 2 приведена нормована кореляційна функція, яка по суті є коефіцієнтом автокореляції випадкової функції темпів проходки і добре апроксимується кубічним поліномом. Видно, що зв'язок між темпами проходки із збільшенням тимчасового розриву швидко затухає. Однак при розриві у 6-7 діб спостерігається

збільшення взаємозв'язку темпів, причому коефіцієнт кореляції наближається до $-0,5$, що свідчить про значущість такого зв'язку. При подальшому збільшенні лага взаємозв'язок між темпами практично зникає. Це означає, що існує періодичний зв'язок між темпами проходки, який позначається приблизно через тиждень.

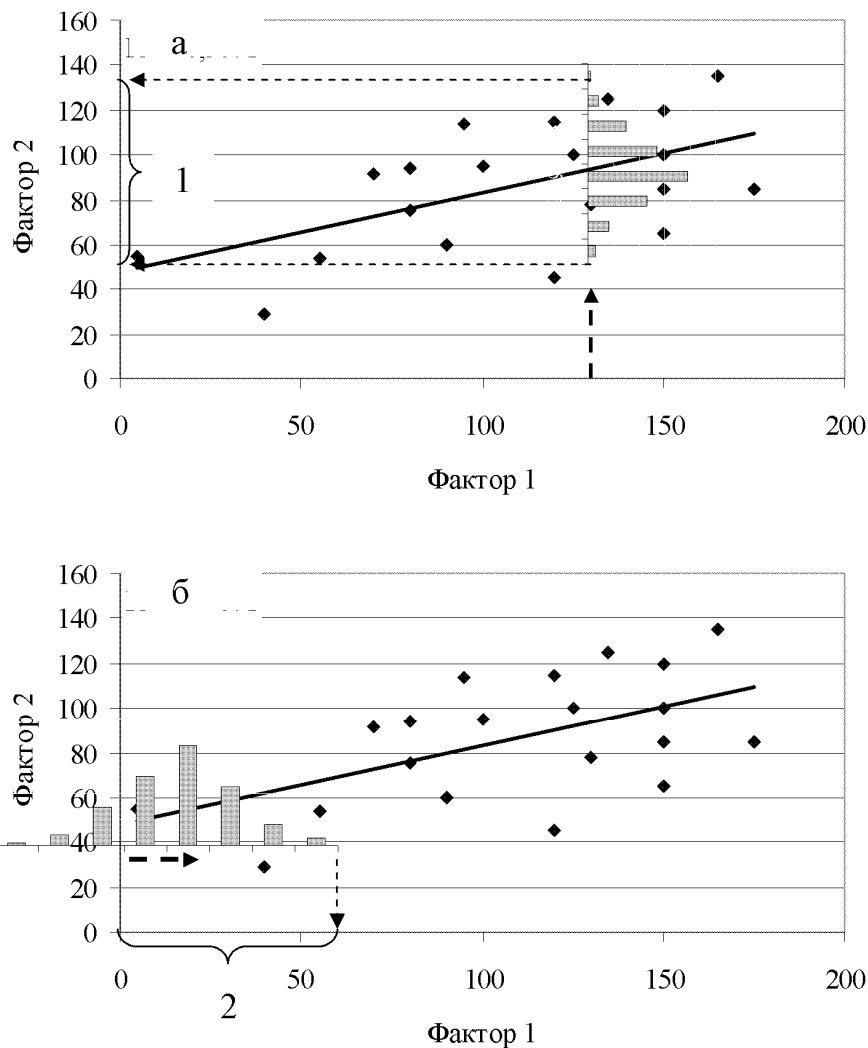


Рис. 1. Ілюстрація процедури саплінгу факторів, між якими є кореляція

Аналогічні результати отримані після виконання автокореляційного аналізу темпів видобутку. Кореляційна функція темпів видобутку також описується поліномом третього ступеня і має локальний екстремум при зміщенні часу, що співпадає з тижневим строком.

Така особливість цілком з'ясовна з урахуванням того, що підземні роботи ведуться у вихідні дні при менш суворому нагляді, що призводить до інтенсифікації поломок устаткування і механізмів, а також до погіршення стану покрівлі гірничих виробок. Крім того більшість робітників працюють за змінним тижневим графіком, що також вносить періодичну складову в часовий ряд варіації видобутку.

Таким чином стохастичне моделювання реалізації проекту вуглевидобутку доцільно здійснювати з кроком по часу рівному тижню. При меншому кроці виникає необхідність врахування додаткових факторів. Це не внесе істотного підви-

шення точності моделювання, але може породжувати додаткові похибки, які мають суб'єктивну природу.

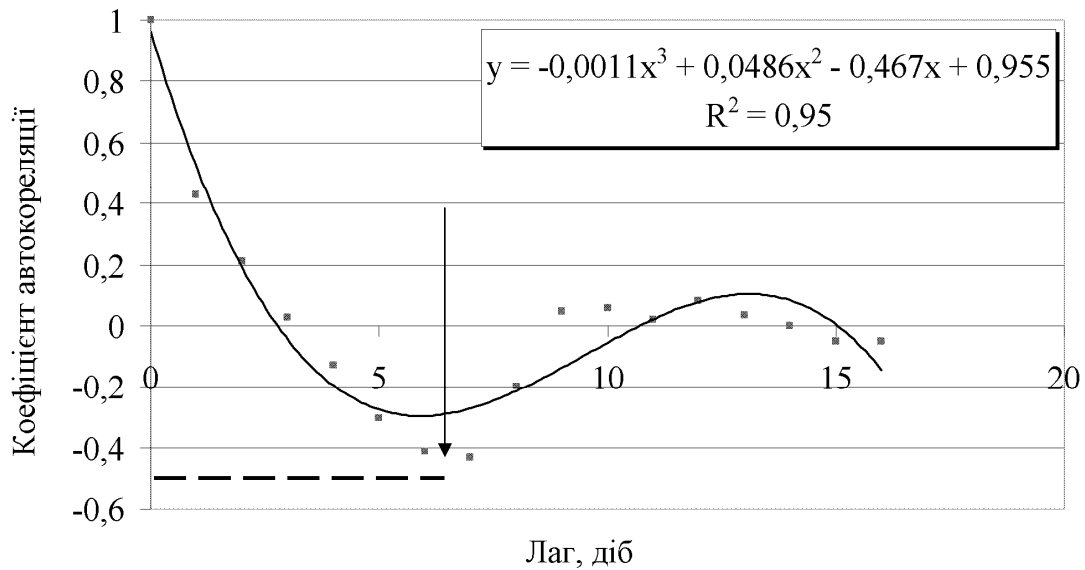


Рис. 2. Автокореляційна функція темпів проходки

У вихідних даних вводиться код роботи (стовпчик 8 таблиці 1). Наприклад очисні роботи мають код 1, підготовчі 0 і т.д. В залежності від коду комп'ютер вибирає відповідну модель самплінгу і алгоритм стохастичного підрахунку темпів виконання роботи. При накопиченні видобутку використовується наступна пара вихідних даних: черговий планований обсяг видобутку і її поточні темпи (пари стовпчиків 9-10, 11-12 і т.д.). Такий підхід дуже зручний для моделювання реальних ситуацій, наприклад зміни темпів посування лави на ділянках переходу малоамплітудних порушень і т.п. Наприклад дані останнього рядка таблиці означають, що робота під номером 5 виконується в обов'язковому порядку і здійснюється між моментами часу 1 і 55. Середні темпи даної роботи розподілені згідно нормального закону (його код дорівнює 2), коефіцієнт варіації темпів становить 30%. При цьому перші 420 тис. тон вугілля планується добути із середніми темпами 90 тис. т/міс, наступні 600 тис. тон з темпами 100 тис. т/міс і останні 460 тис. тон з темпами 140 тис. т/міс.

Дані рядка 2 говорять про те, що робота № 2 виконується між моментами часу 14 і 52, закон розподілу її початкових темпів узгоджується з нормальним, коефіцієнт варіації становить 28%, причому коду роботи 0 відповідає проходка виробки. Загальна протяжність виробки становить 960м, причому початкова швидкість її проходки складе 70м/мес.

Відзначимо, що найбільш універсальним розподілом для чисельного моделювання є трикутне, оскільки воно з похибкою, що не перевищує 30% може описати переважну більшість можливих законів розподілу. У зв'язку з цим в алгоритмі стохастичного моделювання нами передбачена можливість вводити трикутний розподіл варіації темпів підготовчих і очисних робіт. Якщо немає можливості встановити закони розподілу і параметри варіації окремих факторів на підставі статистичного аналізу досвіду попередньої роботи, тоді вказані параметри визначають за допомогою експертних оцінок.

На рис. 3 наведена блок-схема алгоритму стохастичної моделі програми розвитку гірничих робіт. Комп'ютерне моделювання починається з призначення часу одиниці (одному тижню) і введення першого вектору графа (тобто першої роботи

календарного плану). Потім вектор обробляється в залежності від виду роботи. Так якщо робота відноситься до підготовки запасів, вводиться чергова порція обсягу проходки і обчислюється її поточний темп згідно встановленого експоненціального тренду. Після цього здійснюється саплінг (або випадковий вибір за певними правилами) варіації темпів і визначається кінцеве значення темпів на поточному тижні і збільшується час на один тиждень.

Оскільки оптимальний крок стохастичного моделювання становить тиждень, тижнева порція робіт визначається згідно залежності:

$$d=d_0 \pm \Delta 1$$

де d_0 – поточні темпи проходки або видобутку,

$\Delta 1$ – варіація темпів, що визначалась згідно встановленим нормальним законом розподілу темпів робіт проекту.

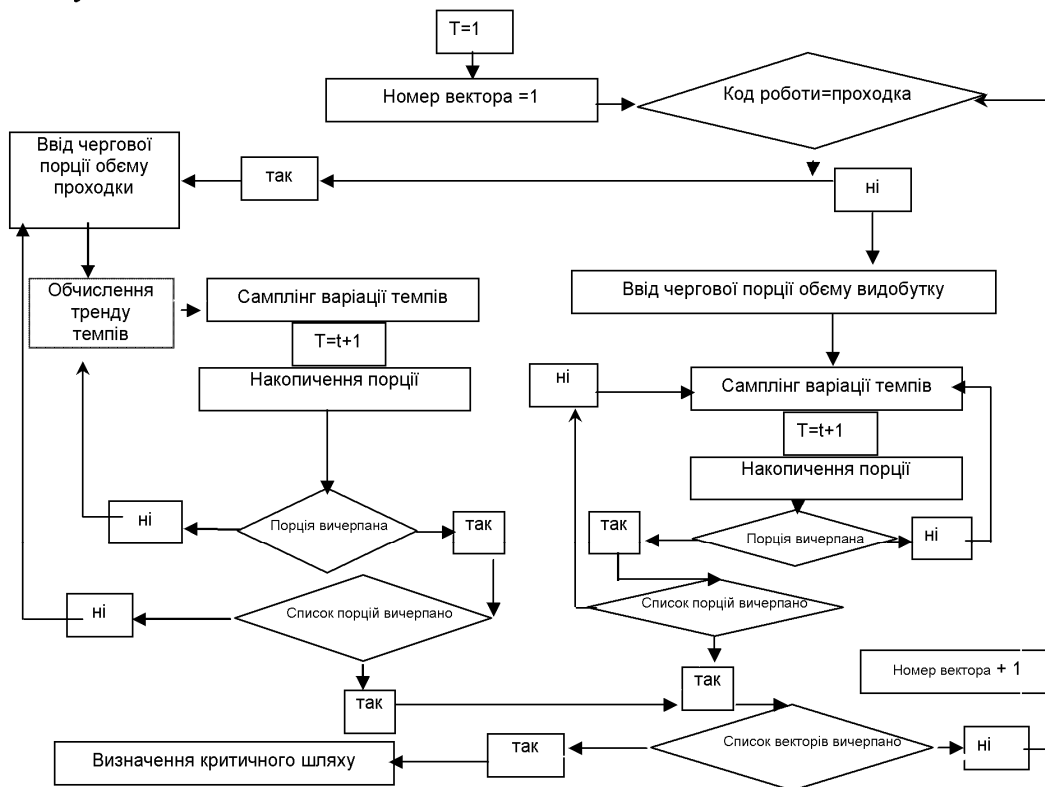


Рис. 3. Блок-схема алгоритму стохастичного моделювання проекту вуглевидобутку

У результаті здійснюється накопичення наростаючим підсумком фактичної проходки і так продовжується до тих пір, поки поточна порція або обсяг проходки не буде вичерпано. Так продовжується до тих пір, поки всі вектори не будуть оброблені. У підсумку обчислюються тривалості кожного вектора при даному запуску моделі. Після цього комп'ютер визначає маршрут критичного шляху графа за відомим алгоритмом Келлі і Фішберга [16, 17].

Стохастичне моделювання при одних і тих же умовах здійснюється декілька сотень разів в залежності від складності моделі. Моделювання продовжували до пір, поки гістограми самих ранніх, самих пізніх строків початку і кінця, тривалості робіт та резервів вільного часу не почнуть відповідати певним законам розподілу, наприклад нормальному що перевіряється критеріями χ^2 -квадрат або Колмогорова-Смирнова. Одночасно комп'ютер підраховує кількість появ певних критичних шляхів, по якому обчислює частоти, що наближаються до ймовірності при велико-

му числі запусків моделі. Менеджери приймають до уваги і аналізують в першу чергу ті критичні шляхи, вірогідність яких значуща, наприклад перевищує 10%.

На рис. 4 наведена підсумкова сітьова стохастична модель проекту вуглевидобутку. Ядро моделі становить мультиграф, який оброблюється процедурою пошуку критичного шляху. Пошук критичного шляху відбувається на кожній ітерації, причому значення вхідних параметрів знаходиться за допомогою генератора випадкових чисел, який контролюється процедурою саплінгу. Нагадаємо, що ця процедура виключає будь-яку можливість генерації фізично неможливих сполучень величин вхідних факторів.

У ядро моделі вмонтовано процедуру пошуку критичного шляху, яка працює на кожній ітерації моделювання сітьових робіт мультиграфа.

Варто підкреслити, що при моделюванні великих мультиграфів, які складаються з десятків а то і сотень робіт тривалість критичних робіт буде зазвичай кожен раз індивідуальною і практично кожен критичний шлях буде чимось відрізнятися від інших: бодай тривалістю, або строком початку або закінчення певної роботи календарного плану. Вірогідність того, що два критичних шляхи будуть абсолютно однакові по всім компонентам і параметрам катастрофічно зменшується до нуля зі збільшенням розміру мультиграфа.

Проте незважаючи на фактичну неоднаковість кожного з кількох сотень критичних шляхів, більшість серед них будуть співпадати по ланцюжку робіт чи вузлів мультиграфа. Тому практично великі мультиграфи, які відображають календарний план проекту вуглевидобутку сучасної шахти мають не більш як два-три десятки критичних шляхів у підсумку. Більш того, значиму ймовірність будуть мати тільки обмежена кількість критичних шляхів, яка не перевищує 5-10.

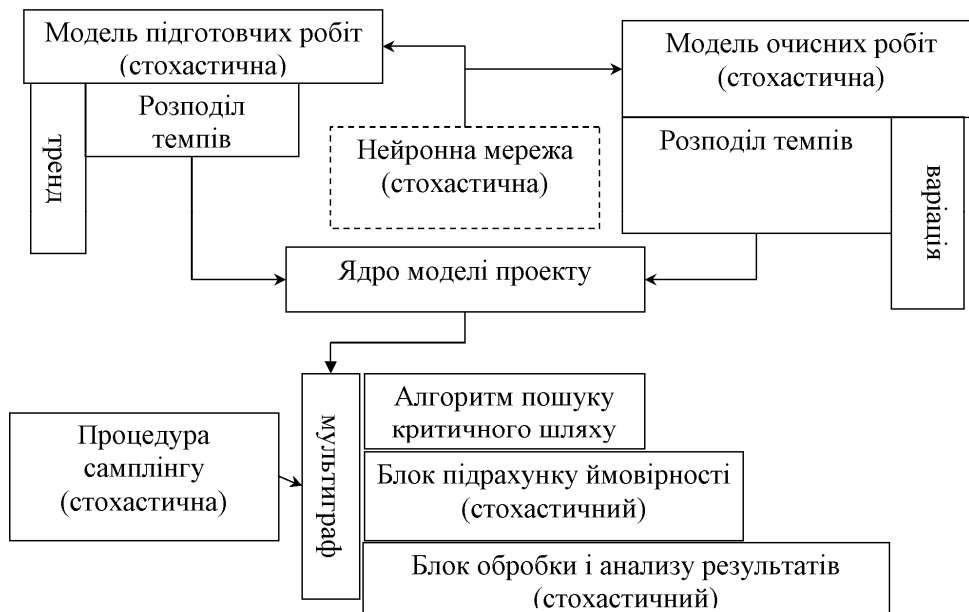


Рис. 4. Сітьова стохастична модель проекту вуглевидобутку

Ядро моделі обслуговується двома стохастичними моделями темпів підготовки (яка має детермінований тренд і нестационарну природу) та видобутку (яка є стаціонарною випадковою функцією). Нагадаємо, що достовірність результатів стохастичного моделювання насамперед залежить від настройки параметрів вказаних моделей. Саме тому для процесу настройки було підібрано необхідну і достат-

ню кількість аналогів, та забезпечена їх багатоманітність і рівномірне охоплення типових умов вуглевидобутку.

Слушно відмітити, що наявність усього двох моделей достатня для задовільної імітації будь-яких допоміжних робіт календарного плану. Для більшості таких робіт використовується модель видобутку. На високому рівні абстрагування, який пропонує алгоритм сітьової моделі та математичного графу не має значення який вид допоміжних робіт моделюється. Так важлива тільки тривалість роботи і її недільні середні темпи. Наприклад монтаж та демонтаж лави є дуже відповідальними роботами календарного плану і від їх вчасного виконання суттєво залежить загальна затримка виконання розкладу проекту вуглевидобутку.

Нагадаємо, що модель видобутку має функцію, що регулює величину коефіцієнту варіації. В додаток, сіткова модель має можливість вводу розподілу випадкової величини трикутної форми. Отже модель видобутку має високу еластичність і її можна настроїти на достатньо широке коло можливих робіт і процесів, що складають календарний план.

Висновки.

Розроблена сіткова імітаційна модель проекту підземного вуглевидобутку у вигляді орієнтованого антисиметричного мультиграфа, тривалість дуг якого визначається стохастичною моделлю темпів проходки і видобутку, а величина проектних ризиків визначається стохастичним моделюванням модифікованим методом Монте-Карло критичних шляхів проекту і оцінкою їх ймовірності.

Розроблена процедура самплінгу темпів основних та допоміжних робіт проекту вуглевидобутку, яка заснована на виборі випадкового значення темпів з врахуванням несиметричної та симетричної залежності між вхідними факторами моделі проекту. Ця процедура гарантує збереження фізичного смислу можливих взаємних зв'язків між вхідними факторами, що підвищує точність і достовірність результатів стохастичного моделювання.

На основі аналізу автокореляційних функцій темпів основних робіт календарного плану обґрунтовано оптимальний тижневий крок у часі при виконанні стохастичного моделювання проекту вуглевидобутку.

Побудовано цифрову модель монопроекту вуглевидобутку і розроблено алгоритм накопичення об'ємів робіт календарного плану, який дозволяє врахувати варіацію умов виконання поточної роботи і стохастичність її темпів, що сприяє підвищенню достовірності результатів моделювання.

Список використаної літератури

1. Пискунова Н.В. Системный подход к разрешению проблем шахт Украины/ Н.В.Пискунова // Уголь Украины,2002, №5.-С.13-16.
2. Алавердян Л.Н. Уголь в системе энергообеспечения национальной экономики/ Л.Н.Алавердян // Уголь Украины. – 2008.-№6. – с.9-12.
3. Литвин А.А. Философско-методологическое осмысление понятия риска/ А.А.Литвин // Філософія науки: традиції та інновації -2009, №1. –С. 24-31.
4. Кривуля П.В.Обзор определений категорий «риск» и их сравнительное моделирование на основе семантических сетей/ П.В. Кривуля, И.В Шурхно. // Проблемы материальной культуры.- 2010.-С. 104-111.
5. Бифов Р.Ж. Обоснование параметров издержек производства угольной компании в условиях недостоверной экономической информации/ Р.Ж.Бифов.- М.: МГГУ, 2003.-198с.
6. Изыгзон Н.Б. Методология формирования и реализации стратегии инвестиционной политики угольной промышленности России/ Н.Б.Изыгзон.- М: МГГУ, 2003 - 154 с.
7. Атоян Р.Э. Экономические основы инвестиционной привлекательности угледобывающего производства в России/ Р.Э.Атоян. -М.: МГГУ, 2010.- 162 с.

8. Мангуш К.С. Экономическая оценка риска инвестиционного проекта строительства угледобывающего предприятия/ К.С.Мангуш. -М.: МГТУ, 2007 - 167 с.
9. Кольванов С.И. Организационно-экономический механизм формирования структуры инвестирования проектов технического перевооружения шахт/ С.И.Кольванов.- М.: МГТУ, 2009 – 244 с.
10. Кулешова А.Ю. Экономическое обоснование стратегии вывода угледобывающего предприятия из предкризисного состояния/ А.Ю.Кулешова. -М.: МГТУ, 2001 - 171 с.
11. Петросов А.А. Экономические риски горного производства/ А.А.Петросов, К.С. Мангуш. -М.: МГТУ, 2002. – 156 с.
12. Камінський А. Б. Економіко-математичне моделювання фінансових ризиків: дис на здобуття наук. ступ. докт. екон наук. 08.00.11 «Математичні методи, моделі та інформаційні технології в економіці.»/ Камінський Анатолій Борисович –К.КНЕУ – 2007.-275 с.
13. Руководство к своду знаний по управлению проектами. Четвертое издание (Руководство РМВОК®)/ Американский национальный стандарт ANSI/PMI 99-001-2004.- 388с.
14. Илюшко В.М. Системное моделирование в управлении проектами: монография/ В.М.Илюшко, М.А.Латкин -Х.: Нац. Аэрокосм. ун-т им. Н.Е.Жуковского «ХАИ», 2010.-220с.
15. Управління проектами / Під ред. С.К.Чернова і В.В.Малого. Навчальний посібник / [Малий В.В., Мазуркевич О.І., Чернов С.К., та ін.]- Миколаїв: НУК.-2010.-354с.
16. Kelly J.E. Critical path planning and scheduling //Proc. Eastern Joint Computer Conference.-Michigan, 1969,-Pp.121-123.
17. Fishberg M.C. Least cost estimating and scheduling/ IBM 650 Program Library. File #10.3.005.

Надійшла до редакції 28.03.2013

О.А.Кратт, А.В.Мерзлікін, В.В. Назимко
Донецкий национальный технический университет, Донецк

Разработана имитационная модель проекта подземной угледобычи. Предложена процедура саплинга темпов основных и вспомогательных работ проекта угледобычи. Обоснован оптимальный недельный шаг во времени при выполнении стохастического моделирования и построена цифровая модель моно-проекта угледобычи и разработан алгоритм накопления объемов работ календарного плана.

Ключевые слова: проект угледобычи, проектные риски, саплинг, стохастическое моделирование.

O.A.Kratt, A.V.Merzlikin, V.V.Nazimko
Donetsk National Technical University, Donetsk

Developed a simulation model of an underground coal mining. The procedure sampling rate primary and secondary project work of coal mining. The optimal step-week time when the stochastic modeling and built a digital model monoproject mining and algorithm of the accumulated volume of work schedule.

Keywords: coal mining project, project risks, sampling, stochastic simulation.

УДК 622.268.13:622.831.2:622.261.2:622.28.042:622.831.31:622.862.3:331.466

С.Г. НЕГРЕЙ (канд. техн. наук, доц.)

Т.А. НЕГРЕЙ (ст. преподаватель)

Д.Н. КУРДЮМОВ (аспирант)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИОННОГО И БЕЗАВАРИЙНОГО СОСТОЯНИЯ

Рассматриваются существующие мероприятия по обеспечению эксплуатационного и безаварийного состояния выемочных выработок. Проанализированы основные тенденции по их усовершенствованию при отработке угольных пластов в сложных горно-геологических условиях.

Ключевые слова: поддержание выемочных выработок, способы охраны, средства охраны, ремонт выработок, обрушение горных пород.

Постановка проблемы. Уголь является главным энергоносителем в Украине, гарантом её экономической и политической независимости, так как от стабильной работы предприятий угольной промышленности во многом зависит работа базовых отраслей экономики [1]. В свою очередь, работа угольных шахт требует интенсификации роста объемов добычи угля из очистных забоев, что сопряжено с необходимостью ведения горных работ на больших глубинах в усложняющихся горно-геологических условиях и бесперебойной работой комплексно-механизированных забоев. В таких условиях устойчивая работа очистных забоев во многом зависит от эксплуатационного и безаварийного состояния выемочных выработок. Поэтому высокие требования (технологические, экономические и трудоохранные) предъявляются к технологиям поддержания выемочных выработок. И, часто, возникает необходимость в разработке новых или усовершенствованию существующих технологий.

Цель статьи. Целью данной статьи является анализ мероприятий по поддержанию выемочных выработок в усложняющихся горно-геологических условиях отработки угольных пластов и определение направления дальнейших исследований по усовершенствованию и разработке эффективных ресурсосберегающих технологий для обеспечения эксплуатационного и безаварийного состояния выработок.

Основная часть. Учитывая тенденцию к увеличению доли систем разработки, предусматривающих поддержание подготовительных выработок позади лав и необходимостью их повторного использования, проблема поддержания таких выработок имеет первостепенное значение. Неудовлетворительное состояние выработок нарушает работу транспорта, затрудняет проветривание выемочного участка, увеличивает вероятность аварий от обрушений на концевых участках лавы и непосредственно в выработках при осуществлении рабочими технологических операций.

Накоплен достаточно большой опыт поддержания выемочных выработок позади очистных забоев в широком спектре горно-геологических и горнотехнических условий.

Поддержание горных выработок – это совокупность способов и средств крепления и охраны для обеспечения устойчивости горных выработок [2]. Поэтому для обеспечения устойчивости выработок большие требования предъявляются к способам и средствам крепления и охраны выемочных выработок, поддерживаемым позади лавы. Причем, учитывая современную концепцию безаварийного и эксплуатационного поддержания выработок [3], применяемые способы и средства

должны обеспечивать как безопасные условия ведения горных работ, так и быть достаточно эффективными, простыми в реализации и малозатратными.

Также известно, что поддержание горных выработок – это совокупность мероприятий по охране, креплению и ремонту выработок для обеспечения эксплуатационного состояния в течение срока службы [4].

Таким образом, к поддержанию подготовительных выработок относятся все мероприятия, которые осуществляются в выработке и её окрестности для обеспечения эксплуатационного состояния в течение всего срока службы. Стоит только добавить, что все эти мероприятия должны быть направлены на обеспечение безаварийного состояния выработок, так как простои очистных забоев и увеличение травматизма вследствие аварий, в том числе, связанных с устойчивостью выработок, существенно ухудшает технико-экономические показатели работы всего предприятия.

Поэтому к мероприятиям по поддержанию выработок относятся: выбор способа охраны выработки, ее формы и способа проведения, средств и способа крепления выработки, средств упрочнения (разупрочнения) вмещающих выработку пород, средств охраны выработки позади лавы и усиление крепи в процессе её эксплуатации, а также мероприятия по ликвидации последствий деформирования контура выработки и т.д.

Крепление – это комплекс работ по возведению горнотехнических конструкций для обеспечения устойчивости горной выработки и управления горным давлением, *способ охраны* – оптимальное по фактору горного давления расположение горных выработок в шахте относительно очистных работ, а, в свою очередь, *средства охраны* – искусственные сооружения со стороны очистных работ для уменьшения смещений пород [2].

Как видим, способы охраны определяют размещение выработок относительно очистного забоя. Наиболее распространенным в условиях высоконагруженных лав является способ с повторным использованием выработок от ранее отработанных очистных забоев при комбинированных системах разработки [5]. Проведение вприсечку к выработанному пространству рекомендуются к применению в сложных горно-геологических условиях, на больших глубинах) [6]. Проведение вслед за лавой на границе с массивом или с опережением очистного забоя, как правило, применяется для транспортных выработок при сплошных системах разработки и комбинированных на основе сплошных [7]. Проведение выработок по пустым породам целесообразно в условиях больших глубин и неустойчивых боковых пород [2].

Исследования по созданию устойчивых форм горных выработок интенсивно проводились в 60-70-е годы прошлого столетия, но до сих пор они не утратили свою актуальность. Так формы поперечного сечения горных выработок, которые относились к устойчивым для конкретных условий, с увеличением глубины ведения горных работ, уменьшением прочности вмещающих пород, степени трещиноватости и нарушенности массива могут быть отнесены к неустойчивым. Из существующих форм наиболее распространенными для подготовительных выработок являются: сводчатая, трапециевидная, прямоугольная и подковообразная. Наиболее устойчивые (кольцевая и эллиптические) не нашли широкого применения при подготовке выемочных участков из-за достаточно большой затратности и относительно малого срока службы подготовительных выработок. Тем не менее, в последнее время предпринимаются попытки по созданию новых устойчивых форм. В частности, стоит отметить ассиметричные формы с криволинейными контурами и расположением сегмента с наименьшим радиусом в направлении максимальных смеще-

ний со стороны вмещающих пород или подковообразные с прямолинейной частью в кровле выработки для исключения нарушения сплошности прочных пород кровли и др.

Для существующих форм выработок разработано большое количество конструкций крепей, но опять-таки, для условий подготовительных выработок, в силу своей дороговизны, не все конструкции целесообразны к применению. К широко применяемым стоит отнести прямоугольные и трапециевидные металлические и деревянные крепи, арочные и подковообразные металлические, а также комбинированные. Они обязательно должны быть податливые вследствие подверженности влиянию очистных работ и могут применяться как самостоятельно, так и совместно с дополнительными усиливающими элементами: крепями усиления, анкерной крепью, набрызгбетоном и др.

Большое внимание в данных конструкциях крепей уделяется типу применяемых профилей, узлов податливости и межрамных ограждений. Так, до недавнего времени, концепцией обеспечения эксплуатационного состояния горных выработок было увеличение несущей способности крепей за счет увеличения ее металлоемкости применением «тяжелых» профилей. Но, как показала практика, эта концепция не увенчалась успехом, так как экономический эффект от данных мероприятий не позволил покрыть затраты на их реализацию, да и сами мероприятия не обеспечили безремонтного состояния выработок. Было доказано, что увеличение несущей способности крепей не может существенно повлиять на геомеханическую ситуацию вокруг выработки и необходимо, при создании ресурсосберегающих технологий крепления, идти по пути максимального вовлечения в работу породного массива [8].

Именно данный подход послужил основой разработки технологий, предусматривающих применение анкерных крепей, способов разгрузки массива и упрочнения пород по контуру выработки, предварительного распора крепи, применения крепей усиления и усиливающих элементов совместно с основной крепью и т.д.

При всех этих способах охраны немаловажным остаётся вопрос правильного выбора средств охраны горных выработок позади лавы, так как от этого напрямую зависит не только устойчивость выработок, а и обеспечение безопасных условий труда рабочих на концевых участках лавы и непосредственно в выработках.

К традиционным средствам охраны относятся угольные целики и искусственные охранные сооружения: бутовые полосы, костры, бутокостры, кусты, литые полосы, тумбы из железобетонных блоков, органые ряды. Все эти сооружения ни один десяток лет применялись в условиях угольных шахт и достаточно хорошо зарекомендовали себя в различных условиях. Но, в силу того, что усложнились горно-геологические условия, ухудшилось финансовое состояние предприятий, изменились их потребности в объемах добычи, традиционные средства охраны в определенных условиях можно признать недостаточно эффективными с точки зрения обеспечения устойчивости выработок, трудоемкости работ или своей дороговизны.

В помощь им или на смену пришли новые средства охраны, которые, опять-таки, были достаточно эффективны, но для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. К таким «нетрадиционным» средствам охраны можно отнести целики треугольной [9] и трапециевидной форм (рис. 1), породные блоки [10], породные стойки [11], бутовые полосы с армирующими элементами [12], деревянные стойки СКУ (рис. 2), ленточные полосы из породноцементных полублоков (рис. 3), тумбы из деревянно-бетонных блоков БДБ [13], газобетонные опоры [3] и многие другие. Причем достаточно большое количество средств охраны основываются на использовании закономерностей формирования грузонесущих

конструкцій в системі «средство охраны - боковые породы» и, как показывает практика, это дает положительные результаты. К таким стоит отнести способ охраны выработки прямоугольными жесткими охранными элементами, располагаемыми перпендикулярно оси выработки, с оставлением между ними компенсационных полостей [14], способ охраны с использованием полос переменной жесткости для создания свода равновесия [15] и др.

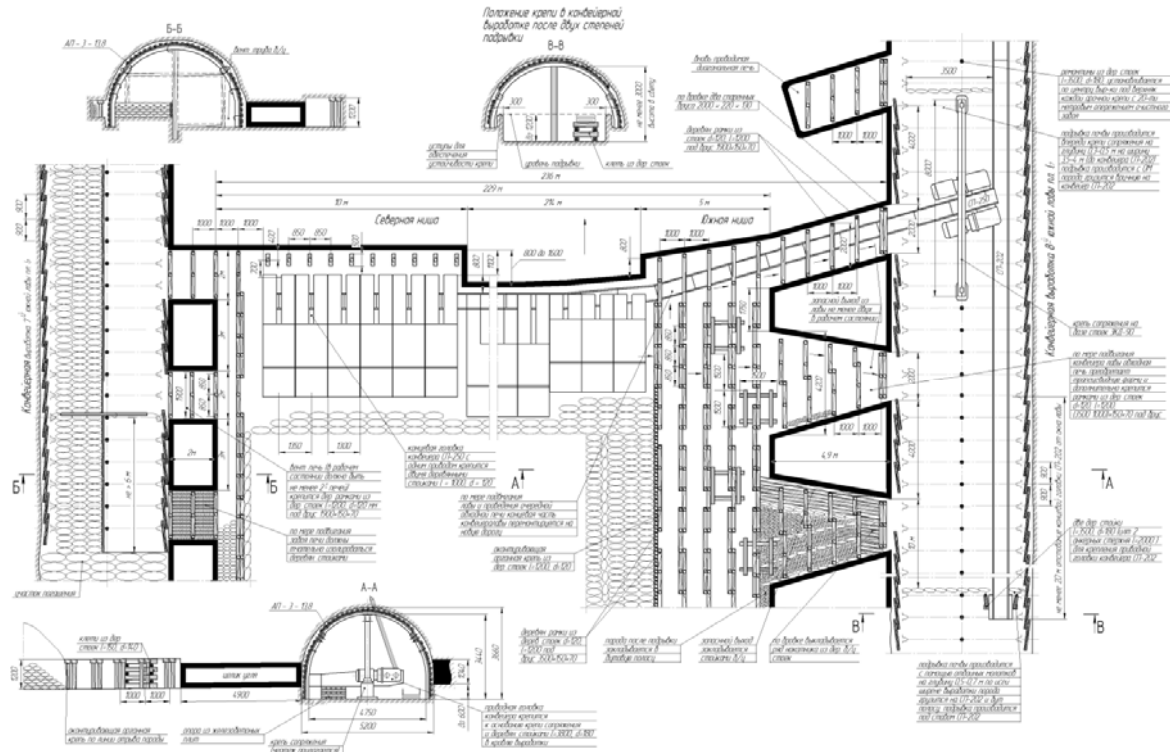


Рис. 1. Паспорт крепления и управления кровлей 8 западной лавы пласта 17 шахты «Комсомолец Донбасса» с охраной выемочных выработок прямоугольными и трапециевидными целиками угля

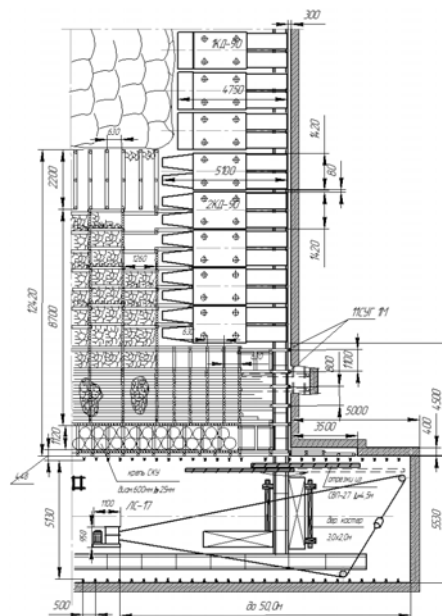


Рис. 2. Паспорт крепления концевой участка 8 западной лавы пласта m3 шахты им. Е.Т.Абакумова с охраной конвейерного штрека стойками СКУ и бутовой полосой

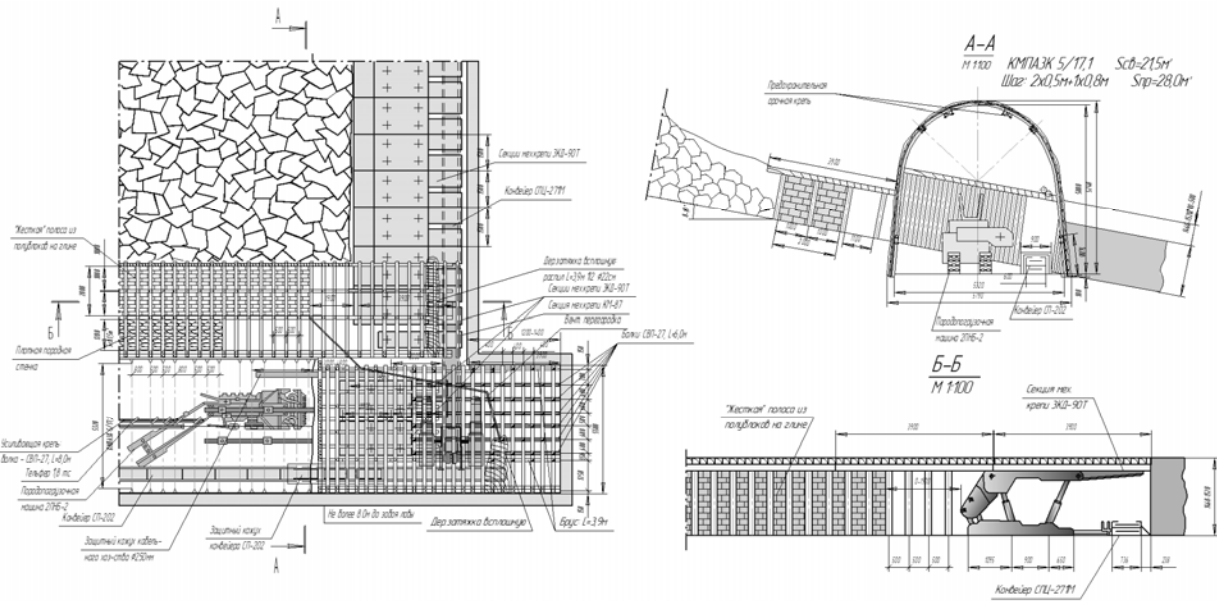


Рис. 3. Паспорт крепления концевого участка 3 западной лавы пласта m_3 шахты «Щегловская-Глубокая» с охраной конвейерного штрека полосой из породноцементных полублоков

При всем многообразии мероприятий по поддержанию подготовительных выработок ни на одном предприятии не обходятся без комплекса мер по ремонту выработок. Практически повсеместно производится перекрепление выработок, подрывки пород почвы для обеспечения их эксплуатационного состояния. Все эти операции нельзя назвать эффективными, так как любое вмешательство в малую геомеханическую систему «крепь - вмещающий массив» обязательно ведет к нарушению установившегося равновесного состояния, интенсификации смещений на контуре выработки и необходимости проведения повторного ремонта. Кроме того, эти операции достаточно трудоемки, так как выполняются преимущественно ручную, места же проведения перекреплений выработок травмоопасны. Поэтому в современных условиях совершенствуются технологии по перекреплению горных выработок, в том числе технологии, основывающиеся на использовании грузонесущей способности вмещающих пород [16].

При проведении и перекреплениях выработок актуальным остается вопрос заполнения закрепного пространства для обеспечения равномерного распределения нагрузки на крепь, исключения динамического воздействия пород на крепь и решения проблем: интенсивного роста зоны разрушения пород, деформаций элементов крепи выработки, обрушения горных пород и предотвращения травматизма в местах вывалов пород (рис. 4). Согласно техническим требованиям, пустоты должны заполняться деревом, кусками породы или специальными смесями (быстротвердеющими пенами, пенобетонами и другими инертными заполнителями), крепь в узлах податливости должна расклиниваться с породным контуром. В большинстве случаев паспорта крепления и перекрепления выработок предусмотрены выкладка в «куполах» деревянных костров и рядовой породы, поэтому не всегда обеспечивается качественная закладка закрепного пространства из-за большой трудоемкости работ по забутовке и необходимости пребывания рабочих в раскрепленной зоне. Поэтому перспективным направлением считается заполнение закрепных пустот с использованием механизированных способов приготовления и транспортировки забутовочного материала к месту закладки [17].



Рис. 4. Общий вид «купола» вывала пород над верхняком крепи конвейерного штрека 8 западной лавы пл. т₃ шахты им. Е.Т. Абакумова

При рассмотрении мероприятий по повышению устойчивости горных выработок, так или иначе, на первом месте при их разработке и внедрении должно быть условие обеспечения безаварийного состояния выработок, потому что, как показывают результаты исследований ряда ученых в области охраны труда, основным травмирующим фактором на протяжении последних лет были и остаются обвалы и обрушения горных пород, травматизм от которых составляет 21 % [18]. Причем удельный вес травматизма от обвалов и обрушений в очистных и подготовительных забоях составляет 79,4%, а 62,3% происходит на их сопряжениях. Хотя и наиболее часто повторяющейся причиной аварий и несчастных случаев от обвалов и обрушений горных пород является нарушение проектов паспортов крепления (около 62%), нельзя не брать во внимание, что 8 % аварий и несчастных случаев являются следствием несоответствия паспортов крепления горно-геологическим условиям (25% из них относятся к крупным авариям с групповыми несчастными случаями) и 23% – отсутствия или неисправности крепи [19].

Основными местами, где зафиксирован наибольший травматизм от обрушений пород и завалов горных выработок явились: сопряжения очистных забоев с подготовительными при передвижке конвейерных станций (головок), выкладке буттовых полос, выемке ниш (62,3%); раскрепленное пространство за комбайном при зачистке его перед задвижкой конвейера (13%); места передвижки вручную специальной крепи (8%); призабойное пространство подготовительных выработок в период уборки породы, оформления и крепления забоя (18%); места перекрепления горных выработок в момент извлечения крепи (6%) [19].

Выводы. В результате анализа мероприятий по поддержанию подготовительных выработок можно сделать вывод о том, что при всем их многообразии горная наука не стоит на месте и предпринимает попытки по созданию новых технологий, причем множество из них основывается на вовлечении в совместную работу породного массива со средствами крепления и охраны горных выработок, создании грузонесущих породных конструкций на контуре выработки при перекрепле-

ниях. Данная тенденция, по нашему мнению, достаточно оправдана в силу того, что результатом этого является разработка и применение эффективных ресурсосберегающих технологий поддержания горных выработок в усложняющихся горно-геологических условиях.

Разрабатываемые технологии должны, в первую очередь, обеспечивать безаварийное состояние выработок, при применении которых вероятность возникновения травматизма и несчастных случаев от обрушений пород и завалов горных выработок будет минимальной.

Список использованной литературы

1. Тулуб С.Б. Состояние и перспективы развития угольной промышленности Украины (Выступление перед слушателями «Школы Министра») / С.Б. Тулуб. – К.: УкрНИИпроект, 2007. – 70 с.
2. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони (СОУ 10.1.00185790.011:2007) / Мінвуглепром України. – К., 2007. – 113 с.
3. Канін В.О. Фізико-технічні основи охорони виймальних виробок в умовах нестійких порід: автореф. дис. ... д-ра техн. наук : 05.15.02 / В.О. Канін; НАН України, Ін-т геотехн. механіки ім. М.С. Полякова. – Д., 2011. – 34 с.
4. Кошелев К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
5. Фомин Е.В. Исследования проявлений горного давления при сохранении выработки для повторного использования / Е.В. Фомин, В.И. Шапошников, Б.В. Цыплаков // Уголь. – №11. – 1993. – С. 19-22.
6. Указания по рациональному расположению, охране поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
7. Тупиков Б.Т. Оценка технологии поддержания участковых выработок, проводимых за очистным забоем / Б.Т. Тупиков, В.М. Андриенко // Уголь Украины. – №12. – 1997.
8. Заславский Ю.З. Новые виды крепи горных выработок / Ю.З. Заславский, Е.Б. Дружко – М.: Недра, 1989. – 256 с.
9. Курченко И.П. Надежность работы комплексно-механизированного забоя в сложных горно-геологических условиях / И.П. Курченко // Уголь Украины. – №4. – 1980. – С. 18-19.
10. Лурий В.Г. Новый способ охраны и поддержания выработок при бесцеликовой технологии / В.Г. Лурий, Ю.Г. Романов, К.Д. Лукин // Уголь. – №10. – 1989. – С. 20-21.
11. Касьян М.М. Спосіб охорони підготовчих виробок / М.М. Касьян, Е.П. Фельдман, І.В.Хазіпов, С.Г. Негрій, В.М. Мокрієнко // Пат. № 54012, МПК(2010) E21D 15/00, опубл. 25.10.2010; 25.10.2010, бюл. №20/2010.
12. Негрей С.Г. О возможности увеличения несущей способности бутовых полос / С.Г. Негрей // Вісті Донецького гірничого інституту. – Донецьк, 2011 – №1. – С. 179-184.
13. Беликов В.В. Эффективность охраны выемочных выработок на тонких и средней мощности угольных пластах тумбами из блоков / В.В. Беликов // Уголь. – №3. – 2009. – С. 40-42.
14. Касьян М.М. Спосіб охорони гірничих виробок / М.М. Касьян, С.Г. Негрій, В.М. Мокрієнко, І.В. Хазіпов // Пат. № 94327, МПК(2011.01) E21D 11/00 (2006.01), E21C 41/18 (2006.01), опубл. 26.04.2011; 26.04.2010, бюл. № 8– бс.
15. Медяник В.Ю. Формування склепіння рівноваги над підготовчою виробкою за допомогою смуг змінної жорсткості – як спосіб її охорони і підтримки / В.Ю. Медяник // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / Ін-т геотехнічної механіки, ім. М.С. Полякова НАН України: VII конференція молодих учених «Геотехнологічні проблеми розробки родовищ, 19.11.2009р.» – Д., 2009. – Вип. 81. – С. 173-183.
16. Касьян М.М. Обґрунтування параметрів нової технології перекріплення виробок за допомогою методу скінчених елементів / М.М. Касьян, М.А. Овчаренко, І.Г. Сахно, Ю.А. Петренко, С.Г. Негрій // Вісті Донецького гірничого інституту. – Донецьк, 2008. – №2. – С. 104-109.
17. Литвинський Г.Г. Сталеve рамне кріплення гірничих виробок / Г.Г. Литвинський, Г.І. Гайко, М.І. Кулдираєв. – К.: Техніка, 1999. – 216с.
18. Кашуба О.И. Анализ причин травматизма на шахтах Украины / О.И. Кашуба, Н.Б. Левкин, Е.А. Спиридонов, М.С. Ковчужный // Вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут». Серія «Гірництво», 2008. – № 17.– С. 172-177.

19. Левкин Н.Б. Разработка научно-организационных методов предотвращения аварий и травматизма на основе установления закономерностей их проявления в угольных шахтах Украины: Дисс... докт. техн. наук: 05.26.01 / Н.Б. Левкин; Макеевка: МакНИИ, 2003. – 357 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

С.Г.Негрій, Т.О. Негрій, Д.М. Курдюмов
Донецький національний технічний університет, Донецьк

ПІДТРИМАННЯ ВИЙМКОВИХ ВИРОБОК ДЛЯ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ЇХ ЕКСПЛУАТАЦІЙНОГО І БЕЗАВАРІЙНОГО СТАНУ

Розглядаються існуючі заходи щодо забезпечення експлуатаційного та безаварійного стану виймкових виробок. Проаналізовано основні тенденції щодо їх удосконалення при відпрацьовуванні вугільних пластів в складних гірничо-геологічних умовах.

Ключові слова: підтримання виймкових виробок, способи охорони, засоби охорони, ремонт виробок, обрушення гірських порід

Negrey S., Negrey T., Kurdiumow D.
Donetsk National Technical University, Donetsk

MAINTENANCE OF EXTRACTION WORKINGS FOR SUPPLYING OF THEIR OPERATIONAL AND ACCIDENT-FREE CONDITIONS

Existing events on supplying of operational and accident-free conditions of extraction workings are considered. The main tendencies on their improvement are analyzed at optimization of coal layers in difficult mountain geological conditions.

Keywords: maintenance of the extraction workings, the ways of protection, the facilities of protection, repair of workings, caving of rocks.

УДК 622.28.5

Ю.А. ПЕТРЕНКО (д-р. техн. наук, проф.)**А.О. НОВИКОВ** (д-р. техн. наук, проф.)**А.В. РЕЗНИК** (инженер)**И.Н. ШЕСТОПАЛОВ** (аспирант)**Р.И. ПЕТРИШИН** (магистрант)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

НОВЫЕ СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК, ЗАКРЕПЛЕННЫХ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПЬЮ

Приведен анализ причин деформирования металлической арочной податливой крепи, а также результаты лабораторных и аналитических исследований изменения работоспособности крепи при различных углах залегания вмещающих выработку пород. Предложены: универсальная конструкция крепи, обеспечивающая длительную устойчивость поддерживаемых выработок и способ управления направлением смещений пород.

Ключевые слова: выработка, рамная крепь, направление смещений, податливая полость.

Многолетний опыт поддержания выработок путем применения металлического рамного податливого крепления показал, что оно не обеспечивает их нормальное эксплуатационное состояние в течении срока службы. Предпринятые в последние 30-40 лет попытки улучшить состояние выработок путем применения более мощных профилей и уплотнения крепи положительных результатов не дали, а привели лишь к росту материальных и трудовых затрат на поддержание.

Ежегодно протяженность подготовительных выработок, находящихся в неудовлетворительном состоянии, увеличивается на 1-2% (табл. 1).

Таблица 1 – Состояние подготовительных выработок на шахтах
Донецко-Макеевского района Донбасса

По состоянию на:	Протяженность выработок, км	Протяженность участков, не удовлетворяющих требованиям Правил Безопасности	
		км	%
2000	845,77	144,66	17,1
2002	643,38	127,41	19,8
2006	530,28	102,27	19,3
2007	480,15	92,7	19,3
2009	426,07	89,69	21,0
2010	419,92	93,27	22,2

Проведенный анализ состояния выработок, закрепленных различными видами крепи (табл. 2), показал, что преобладающим видом крепи на шахтах Донбасса остается металлическая арочная податливая крепь, которой закреплено около 90% горных выработок.

Опыт эксплуатации выработок, закрепленных арочной крепью, показывает [1], что основным фактором, снижающим устойчивость выработок, является несоответствие направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59% обследованных выработок.

Таблица 2 – Объем применения и состояние крепи горных выработок

Вид крепи	2004		2006		2008		2010	
	1*	2	1	2	1	2	1	2
Металлическая податливая	90,2	70,4	90,4	71,6	90,5	71,9	90,6	73,2
Бетонная и железобетонная	4,4	32,2	3,5	34,3	2,7	31,8	2,5	30,9
Смешанная	3,2	43,4	2,8	41,6	2,85	42,0	2,8	41,2
Комбинированная на основе анкерной	1,5	20,3	2,6	21,1	3,1	20,8	3,2	21,2
Анкерная	0,3	10,2	0,5	12,1	0,7	11,7	0,8	11,9
Другие виды	0,4	50,2	0,2	49,3	0,15	48,1	0,1	46,0
Итого	100		100		100		100	

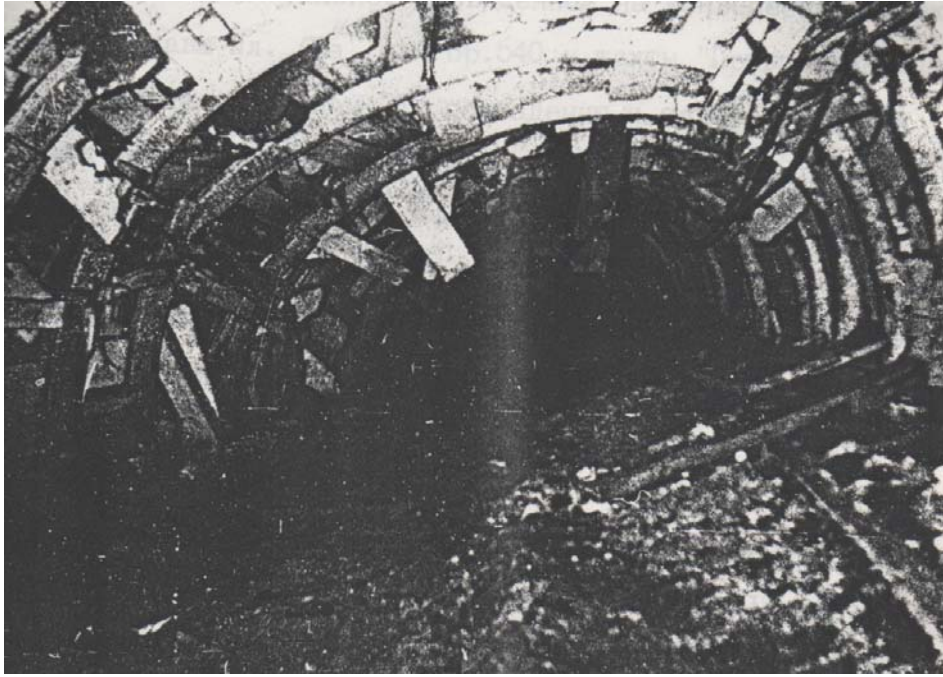
* - объем применения крепи, %; 2 – деформировано крепи, %

В выработках, пройденных по простиранию, преобладают смещения контура в направлении, нормальном к напластованию, т.е. большие деформации кровли в сечении наблюдаются со стороны падения пород, а почвы – со стороны восстания. Как в пластовых, так и в полевых штреках замок податливости срабатывает, как правило, со стороны падения пород, а со стороны восстания верхняк и стойка теряют соосность, податливость не реализуется, срез стойки развальцовывается и происходит разрыв хомутов.

Описанный характер деформаций крепи и неравномерное по ширине выработки пучение почвы отмечено при обследовании 8-го западного полевого штрека гор. 840м шахты «Новодружеская» (рис. 1а) и 7-го западного полевого вентиляционного штрека пласта m_3^H гор. 650м шахты им. Г.Г. Капустина (рис. 1б) и других штреках, проведенных в слоистых породах. При угле падения пород более $10-15^0$ влияние направления преобладающих смещений на устойчивость системы «крепь-массив» проявляется практически во всех случаях, при меньших углах возможно одновременное срабатывание узлов податливости и сохранение симметричной формы выработки при условии качественного заполнения закрепного пространства, что, однако, в практике крепления выработок встречается редко.



а



б

Рис. 1. Проявление неравномерности смещений пород по контуру выработок:
 а – в 8-м западном полевом штреке гор. 840м шахты «Новодружеская»,
 б – в 7-м западном полевом вентиляционном штреке пласта III_3^{H} гор. 650м
 шахты им. Г.Г. Капустина

В выработках пройденных вкрест простирания, а также по падению и восстанию пород (всего в 12% обследованных) преобладающие смещения контура, отличные от направления податливости, проявляются при расположении продольной оси выработок в диапазоне углов $30-60^{\circ}$ к линии простирания пород. Так, для оценки работоспособности арочной крепи, в зависимости от направления наибольших смещений, были проведены лабораторные исследования. Для проведения исследований был разработан и изготовлен специальный стенд (рис.2).



Рис. 2. Стенд для испытаний работоспособности арочной крепи: 1 – пространственная рама; 2 – модель трехзвенной крепи; 3 – нагрузочный рычаг; 4 – место крепления рычага к пространственной раме; 5 – калиброванная шкала в местах соединения несущих элементов крепи; 6 – замок (узел) №1; 7 - замок (узел) №2

Конструкция стенда следующая. В пространственной раме 1 устанавливалась модель АПК (трехзвенной) из СВП-27 - 2 в масштабе 1:20. Нагрузку на крепь создавали с помощью рычага 3. Моделировались углы приложения нагрузки 0, 5, 10, 15, 20, 25 и 30°, для чего менялось место расположения узла крепления рычага 3 к пространственной раме. Перемещения несущих элементов крепи в замках измерялись с помощью калиброванной шкалы, нанесенной на несущих элементах в районе расположения замков. Результаты измерений в относительных единицах представлены в табл.3.

Таблица 3 – Результаты измерений

Угол залегания пород, град	Податливость узла №1	Податливость узла №2
0	1,0	1,0
5	1,0	1,0
10	1,1	0,9
15	1,6	0,8
20	2,0	0,4
25	2,2	0,25
30	2,2	0,2

Как видно из приведенных данных, уже при угле падения пород 10° наблюдается неравномерность деформации узлов податливости. При этом при угле падения пород 15° (наиболее типичный угол для условий Донбасса) податливость узла №2 уменьшается на 20%, а при угле 30° – на 80%. После этого рама переходит в жесткий режим работы, практически не используя свои потенциальные возможности. Таким образом, проведенные исследования показали, что для повышения работоспособности арочной крепи необходимо изменить место расположения узлов податливости, с учетом угла залегания пород или управлять направлением наибольших смещений. Для реализации первого направления была разработана и запатентована новая конструкция крепи.

Известно, что элементы трехзвенной арочной крепи соединяются с помощью замков податливости. Действующие в поперечных сечениях рамы внутренние силы, обусловленные действием внешней нагрузки, обеспечивают работу замковых соединений. Тогда логично предположить, что в сечениях рамы, где возникают наименьшие поперечные силы, будут обеспечены наилучшие условия для взаимного перемещения элементов крепи и работы замков податливости.

С целью установления местоположения этих сечений были проведены расчеты арочной крепи. Рассматривались две расчетные схемы: двухшарнирная и бесшарнирная арочная крепь.

Проведенные расчеты показали, что сечения рамы, в которых действуют наибольшие продольные силы, а поперечные силы равны нулю, располагаются друг от друга на расстоянии φR (φ – угол между радиусами R , проведенными через эти сечения).

Величина угла (φ в зависимости от угла залегания пород составляет от 70 до 100°. ось симметрии этих сечений повернута относительно вертикальной оси рамы на 10-15° в сторону нормали к напластованию пород.

Выполненные исследования позволили разработать и запатентовать конструкцию крепи [2] (рис.3).

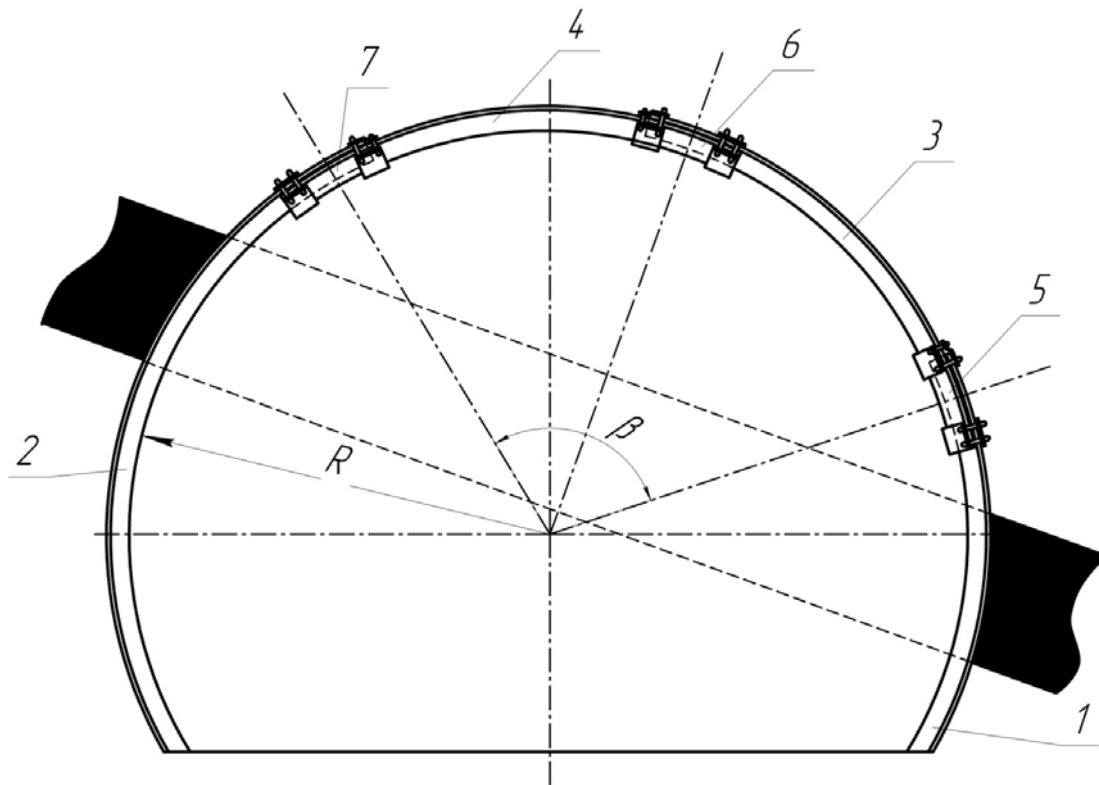


Рис. 3. Предлагаемая конструкция крепи: 1 и 2 – стойки крепи; 3 – элемент составного верхняка; 4 – верхняк; 5, 6 и 7 – узлы соединения несущих элементов

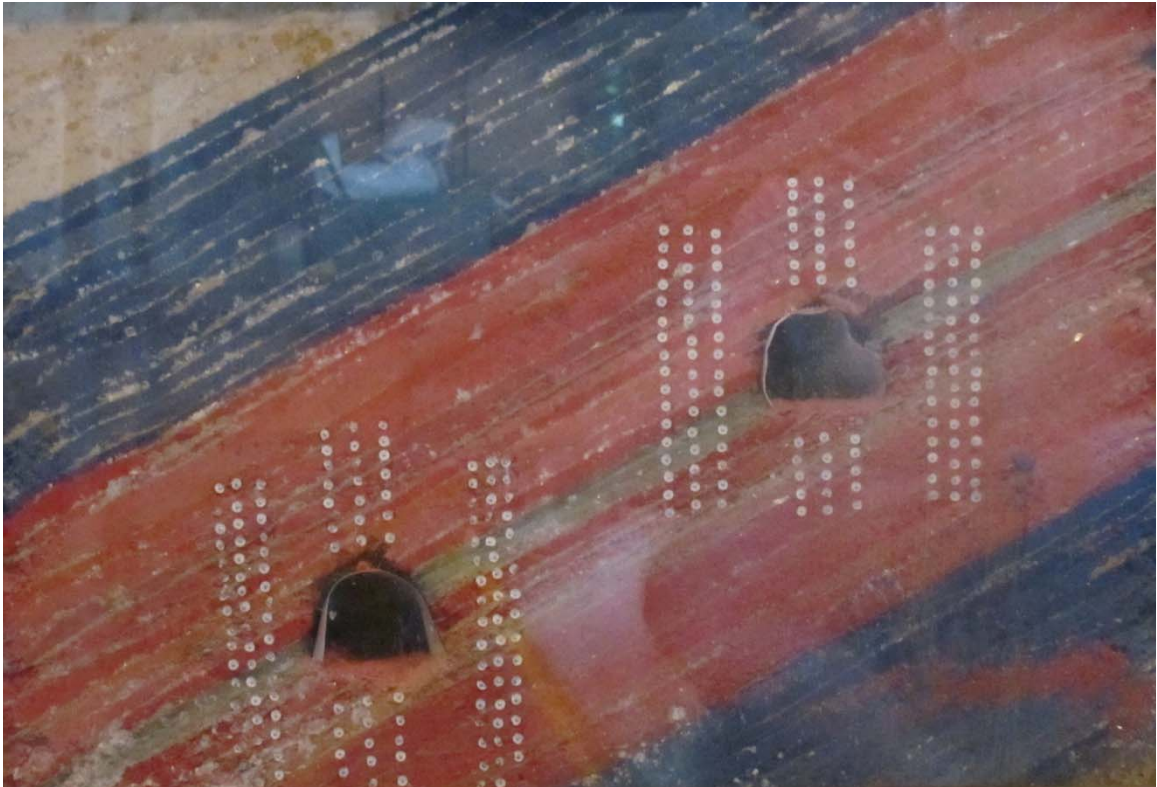
В предлагаемой конструкции элементы, образующие составной верхняк, в месте их соединения верхним узлом податливости располагаются так, что их концы расположены параллельно напластованию, вследствие чего данный узел работает при воздействии на него только боковых нагрузок. Концы стоек и составного верхняка в месте их соединения боковыми узлами податливости расположены по линии, параллельной направлению действия основных нагрузок. Поэтому боковые узлы податливости работают только при воздействии на них нагрузок, действующих перпендикулярной напластованию. Дифференцированная и согласованная работа узлов податливости исключает возникновение косонаправленных нагрузок в узлах податливости, а также обеспечит их длительную согласованную работу.

В разработанной конструкции боковые узлы податливости равноудалены от верхнего. Вследствие этого элементы составного верхняка имеют одинаковые размеры, причем их размер остается неизменным при любом залегании пород – изменяться будут только размеры стоек. Стандартизация при изготовлении элементов составного верхняка, позволит снизить затраты на их изготовление.

Сборка металлической податливой крепи осуществляется следующим образом. Вначале соединяют стойку 1 с элементом составного верхняка 3 при помощи узла податливости 5. Затем бурят лунки для стойки 2 и для собранной ранее части конструкции. Устанавливают стойки в проектное положение. После этого поднимают элемент составного верхняка 4 в проектное положение и соединяют элементы крепи в единую конструкцию при помощи узлов податливости 6 и 7.

Использование предлагаемой конструкции позволит за счет согласованной работы всех узлов податливости обеспечить длительную работоспособность крепи, повысить устойчивость выработки, снизить затраты на ее поддержание и изготовление элементов крепи.

а)



б)



Рис. 4. Состояние выработок в модели: а – до начала испытаний; б – после испытаний

Для реализации второго направления предлагается образовывать податливую полость в районе замка крепи, со стороны висячего бока. С целью оценки возможности управления направлением смещений вмещающих пород с помощью по-

датливой полости были проведены исследования на моделях из эквивалентных материалов.

Моделировались породы с прочностью на одноосное сжатие 30 МПа и углом залегания 20 – 30 град. В модели проводились две выработки: контрольная, поддерживаемая без дополнительных мероприятий и экспериментальная – в которой со стороны всяческого бока создавалась податливая полость. Состояние выработок в модели на момент начала и окончания ее обработки показано на рис. 4.

Как видно из рисунков, в выработки без разгрузочной щели (слева) максимальные смещения и разрушения массива наблюдаются в направлении перпендикулярном напластованию. В выработке с разгрузочной щелью (справа), смещения реализуются практически вертикально, что обеспечивает благоприятные условия для работы замков крепи. Применение разгрузочной щели позволило снизить неравномерность смещений в углах податливости в 1,7 раза по сравнению с контрольной выработкой.

Очевидно, что второе направление является в настоящее время более перспективным, так как затраты на его реализацию значительно ниже, чем на изготовление новой конструкции крепи.

Список использованной литературы

1. Кошелев К.В. Охрана и ремонт горных выработок / К.В. Кошелев, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков – М.: Недра, 1990. – 218 с.
2. Касьян М.М. Металеве податливе кріплення / М.М. Касьян, О.О. Новіков, Ю.А. Петренко, І.М. Шестоपालов, А.В. Резнік. – Патент на корисну модель №64368, зареєстр. 10.11.2011р. – 7 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Ю.А. Петренко, О.О. Новіков, А.В. Резнік, І.М. Шестоपालов, Р.І. Петришин
Донецький національний технічний університет, Донецьк

НОВІ СПОСОБИ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ВИРОБОК, ЗАКРІПЛЕНИХ ПОДАТЛИВИМ КРІПЛЕННЯМ

Наведено аналіз чинників, які впливають на деформування металевих аркових податливого кріплення, а також результати лабораторних та аналітичних досліджень зміни працездатності кріплення при різних кутах залягання вміщуючих виробку порід. Розроблені: універсальна конструкція кріплення, що забезпечує тривалу стійкість підтримуваних виробок, а також спосіб керування напрямом зміщень порід.

Ключові слова: виробка, рамне кріплення, напрямом зміщень, податлива порожнина.

Y.A. Petrenko, A.O. Novikov, A.V. Reznik, I.N. Shestopalov, R.I. Petrishin
Donetsk National Technical University, Donetsk

NEW OPENINGS ENHANCES THE STABILITY ENSHRINED MALLEABLE CREPES

The analysis of the reasons of deformation metal arch pliable lining is resulted, and also results of laboratory and analytical researches of change of working capacity lining at various corners of burial breeds containing development. The universal design is offered lining, providing long stability of supported mining and the way to control the direction of the displacement of rocks.

Keywords: development, frame roof support, direction of the displacements, yielding cavity.

УДК 622.831.3.02 (075.8)

С.Ю. ПРИХОДЬКО (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

С.А. КУРАПОВ (д-р техн. наук, проф.)

Пермский государственный университет, Россия

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ЭКОЛОГИИ

Рассматриваются результаты обработки технологии регенерации машинных масел (технологических отработок масел), с помощью СВМ-технологии и квантовых устройств.

Ключевые слова: волновые методы очистки жидкостей, технология регенерации, СВМ-технология.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Вопросы, связанные с обеспечением Донбасса водой как для хозяйственно-бытовых целей, так и промышленных, являются в настоящее время особенно актуальными. Использование шахтных вод для решение этих вопросов связано с их очисткой, которая в свою очередь связана с технологическими трудностями и большими экономическими затратами. Особый интерес представляет очистка воды от механических примесей и деминерализация воды.

Цель работы – анализ возможностей применения СВМ-технологии и квантовых устройств для очистки жидкостей.

Материалы и обсуждение работы.

На предприятии ООО «Бор» (Пермский завод масел, Россия) проводились эксперименты по обработке технологии регенерации машинных масел (технологических отработок масел), с помощью СВМ-технологии и квантовых устройств. Результаты экспериментов выражены в виде протоколов.

Эксперимент №1 от 26.01.2012г.

Цель эксперимента: изменение кислотного числа образца №1

I. Оборудование:

1. СВМ пушка ;
2. Генератор «розового» шума;
3. 4-х канальный усилитель;
4. Оргонная пушка с 2-мя конусами;

II. Обрабатываемый материал:

Отработанное масло

Образец №1.

Исходное состояние:

Вязкость при 50°C – 14 мм²/с;

Вода – 5,78%;

Коксуемость – 0,29%;

Кислотное число – 1,88 мгКОН/г;

Мехпримеси – 1,42%;

III. Обработка

13-30 – начало обработки – проба 1/ проба 2.

14-30 – конец обработки

IV. Результат (на основании анализа лаборатории предприятия «БОР»)

Первичный:

Параметр вещества	Проба 1	Проба 2
Вода	3,1%	
Кислотное число	0,83	
Коксуемость	0,29%	

Последующий:

Параметр вещества образец 1	исходный	Проба 1	Проба 2
Вязкость при 50°C	14,57 мм ² /с		
Вода	5,78%	3,1%	
Коксуемость	0,29%		
Кислотное число	1,88 мгКОН/г	0,88 мгКОН/г	7,85 мгКОН/г

Примечание: воздействовали на изменение Кислотного числа

Проба 1 – вводилась информационно серная кислота 98% в течении 1 часа (проецирование через СВМ матрицы серной кислоты на обрабатываемый образец)

Проба 2 – обработка ПКП – вводилась информационно программа на увеличение кислотного числа

По другим параметрам воздействие на образец не проводилось.

Программа – снятие нагрузок – результат увеличение кислотного числа до макс., образец №2 (проба №2) через 56 час – установилось 0,83 мгКОН/г

Результат после обработки:

Кислотное число пробы №2 – 7,85 через 56 часов изменилось – снизилось до 0,88.

Эксперимент №2 от 30.01.2012г. образец №2 (5 литров)

Цель эксперимента: изменение параметров образца №2

Параметры образца:

- Вязкость при 50°C – 14,47 мм²/с
- Вода – следы
- Коксуемость – 0,15%
- Кислотное число – 0,77 мгКОН/г
- Мехпримеси – 0,11%

Обработка

14-30 – начало обработки – проба 1/ проба 2.

15-30 – конец обработки

Результат (на основании анализа лаборатории предприятия «БОР»)

Параметр вещества	Исходный	Проба 1	Проба 2	Примечание
Вязкость при 50°C	14,47 мм ² /с	14,6 мм ² /с	14,65 мм ² /с	
Вода	0,077%	следы		
Коксуемость	0,15%	0,15%	0,12%	
Кислотное число	0,77 мгКОН/г	0,61/0,64 мгКОН/г	0,63/0,73 мгКОН/г	При титровании на определение кислотного числа результат 0,63, но в течение 15 сек наблюдалось изменение цвета. Лаборант добавила КОН и получила результат 0,73.
Мехпримеси	0,11%	0,041%	0,071%	

Примечание:

Проба 1 – обрабатывалась СВМ информационно на снижение параметров образца №2

Проба 2 – обрабатывалась ПКП вводилась программа на уменьшение значений параметров образца №2 (только через ПКП)

Образец №2 от 30.01.2012
 Конфигурация оборудования
 СВМ пушка – обратная магнитостатика + электростатика.

Эксперимент №3 от 02.02.2012г.

Цель эксперимента: изменение параметров образца №2

Оборудование то же.

Конфигурация оборудования

СВМ пушка – обратная магнитостатика + электростатика.

ТТ-4 + модификатор – КОН безводный, в стеклянной бутылке

14-12 – начало обработки

14-50 – конец обработки

Комментарий:

Образец №3 с помощью ПКП (персональный квантовый помощник), переведен в исходное состояние

Образец №3 – очищенный образец №4

Проба №2

Результат эксперимента (на основании анализа лаборатории предприятия «БОР») от 02.02.2012 г.

Образец 2 – снималась ранее заложенная программа.

Параметр вещества	исходный	образец 1	образец 2
Вязкость при 50°C	14,47 мм ² /с	14,57 мм ² /с	14,13 мм ² /с
Вода	следы	Следы - б	Следы - м
Коксуемость	0,15%	0,089%	0,077%
Кислотное число	0,77 мгКОН/г	0,73 мгКОН/г	0,6 мгКОН/г
Мехпримеси	0,026 (0,11)%	0,047%	0,036%

Примечание: проба 1 – вводилась информационно КОН безводный (проецирование через СВМ матрицы КОН в течение 38 мин. на обрабатываемый образец)

Образец 2 – обрабатывалась ПКП – вводилась информационно методом переноса КОН на пробу.

№	Параметры	27.01.2012. – эксперимент №1		30.01.2012. – эксперимент №2		30.01.2012. – эксперимент №3		02.02.2012. – эксперимент №4		
		Исх.	Обр.1	Обр.2	Исх.	Обр.1	Обр.2	Исх.	Обр.1	Обр.2
1	Вязкость (мм ² /с) при 50°С	14	-	-	14,47	14,6	14,65	14,47	14,57	14,13
2	Вода %	5,78	3,1	-	следы	следы	-	следы	б/следы	м/следы
3	Коксуемость %	0,29	0,29		0,1	0,15	0,12	0,1	0,089	0,077
4	Кислотное число (мгКОН/г)	1,88	0,83	7,15	0,77	0,61/0,64	0,63/0,73	0,77	0,73	0,6
5	Мехпримеси %	1,42			0,11	0,041	0,071	0,11	0,047	0,036

Эксперимент №4 от 07.02.2012г.

Образец №3 – объем 3.5 л (особенности – масло после очистки, но не в полной мере соответствует параметрам ГОСТ (таблица), осуществлялась доводка масла до требуемых параметров)

№	Наименование параметра	Ед. измерения	исходный	Проба 1	Проба 2
1	Вязкость при 50°С	мм ² /с	11,77	11,7	11,8
2	Вода	%	-	-	-
3	Коксуемость	%	-	-	-
4	Кислотное число	мгКОН/г	1,81	1,8	1,13
5	Мехпримеси	%	0,027	0,011	0,0052

Примечание: проба 1 – воздействие с помощью СМВ, вводилась через устройство ПКП

Программа ввод (изменение) свойства масла следующих параметров:

- Коксуемость – 0,1%
- мех примеси – 0%
- Вязкость при 50°С – 14,5 мм²/с
- Кислотное число – 0,1 мгКОН/г

Время проведения воздействия на образец 1 – начало 14-37, конец – 15-40

Проба 2

Вводилась программа через квантовые устройства ПКП – 1 серии, ПКП – 2 серии

Вводим в масло следующие параметры:

- Коксуемость – 0,1%;
- Мехпримеси – 0%;
- Вязкость – 14,5 мм²/с;
- Кислотное число – 0,1 мгКОН/г;

дата	Суть опыта	Исходный анализ	Получено	выводы
26.01. 2012	Введение серной кислоты на установке. Изменение КОН	Вязкость при 50°C – 14 мм ² /с	нет	Произошло изменение кислотного числа на образцах (0,75 л и 0,5л) до 0,81. Изменился % воды до 3,1%, которую слили. Изменение коксуемости не произошло. Можно предположить, что Кислота ушла в воду. При наливке кислоты в образец снижение коксуемости до 0,16%. (Предположение) Растворение смол может начаться при полном выводе воды из образца?!. 1-ое вывести воду из образца.
		Вода – 5,78%	3,81/3,1 слив	
		Коксуемость – 0,29%	0,29%	
		Кислотное число – 1,88 мгКОН/г	0,82/0,81 мгКОН/г	
		Мехпримеси – 1,42%	нет	
30.01. 2012	Определен объем 5 л. Повторение опыта за 26.01.	Вязкость при 50°C – 14,47 мм ² /с	Та же	При титровании в течении 15 сек менялся цвет пробы и лаборант добавлял КОН 1 – до добавки 2 – после добавки
		Вода – следы	следы	
		Коксуемость – 0,1%	0,15/0,15%	
		Кислотное число – 0,77 мгКОН/г	0,61/0,64 0,63/0,73	
		Мехпримеси – 0,11%	0,041???	
			Курапов	Корольков
02.02. 2012	Введение КОН	Вязкость при 50°C – 14 мм ² /с	14,57	14,13
		Вода – 5,78%	Следы	Практически отсутствие следов воды
		Коксуемость – 0,29%	0,089	0,077
		Кислотное число – 1,88 мгКОН/г	0,73	0,6
		Мехпримеси – 1,42%	0,047	0,036

Научная ценность.

Полученные результаты позволяют в достаточной мере оценить положительные аспекты данной технологии.

Исследуется возможность внедрения новых технологий для решения экологических вопросов, в том числе и очистка шахтных вод.

Практическая ценность

Отработка ряда технологических вопросов позволит решать вопросы очистки шахтных вод вплоть до кондиции хозяйственно-питьевого потребления.

УДК 622.831.3.02 (075.8)

С.Ю.ПРИХОДЬКО (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

П.И.ПОЛЯКОВ (д-р физ.-мат. наук, проф.)

Институт физики горных процессов НАНУ

Н.Н.ГРИЩЕНКОВ (д-р физ.-мат. наук, проф.)

Украинский государственный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт горной геологии, геомеханики и маркшейдерского дела НАНУ

СИСТЕМНЫЙ МЕТОД ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОГО ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ПРИРОДНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ СИСТЕМ

Использование системного метода количественной и качественной оценки устойчивости напряженного состояния слоистой структуры массива горных пород.

Ключевые слова: градиент вертикального смещения, полная энергия открытой системы массива горных пород, знак начальной энергии системы.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Ключевым компонентом природно-промышленной системы является массив горных пород, от динамики протекающих в нем физико-химических процессов зависит устойчивое функционирование всей природно-промышленной системы.

Многолетнее применение методов прогноза выбросоопасности в угольной промышленности хотя и сыграло важную роль на практике, но фактически не дало ничего для совершенствования научных представлений о природе и механизме внезапных выбросов угля и газа. Эти обоснованные выводы приведены в работе [1]. Метод прогноза должен быть пригодным не только для установления выбросоопасных зон, но и для решения таких задач, как оценка эффективности способов борьбы с внезапными выбросами и установление приемлемости применяемой на выбросоопасных пластах технологии ведения горных работ. Метод должен давать однозначный ответ об опасности независимо от того, является ли, например, зона пласта невыбросоопасной по своей природе или же выбросоопасность устранена в результате предварительного применения специального способа борьбы с внезапными выбросами. Применяемые методы прогноза “не работают” и дают искаженные результаты в случае, если выбросоопасность снята в процессе применения способа борьбы с внезапными выбросами. Методы прогноза могут ошибочно показывать, что выбросоопасность пласта после применения определенного способа предотвращения внезапных выбросов не только снизилась, а наоборот увеличилась. Например, такой распространенный показатель выбросоопасности, как начальная скорость газовыделения из стенок скважин и шпуров, намного увеличивается после отработки защитного пласта, хотя выбросоопасность защищаемого пласта полностью устраняется. Следовательно, методы прогноза, основанные на существующих принципах и показателях, оказываются непригодными для оценки эффективности способов борьбы с внезапными выбросами угля и газа и применяемой на шахте технологии ведения горных работ. Это является третьим недостатком [1,2].

Анализ состояния вопроса свидетельствует о необходимости поиска новых подходов к разработке методов прогноза неблагоприятных ситуаций, способствующих проявлению внезапных выбросов в шахтах [3].

Цель работы – установление методами системного анализа комплексных показателей устойчивости напряженного состояния массива горных пород .

Материалы и обсуждение работы.

В работе [4] рассмотрено модельное уравнение, которое учитывает зависимость амплитуды вертикального смещения, а, следовательно напряжений на земной поверхности, от взаимодействия внешнего и внутреннего суммарных потенциалов.

Полная энергия открытой системы массива горных пород, сохраняющей энергетический баланс:

$$E(h(t)) := \frac{1}{2} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 - \frac{2c_1}{\beta+1} h^{\beta+1} + \frac{2c_2}{\beta} h^\beta \right) dx,$$

После интегрирования по времени, мы получаем закон сохранения полной энергии системы, т.е.

$$E(h(t)) = E(h(0)),$$

$$E(h(0)) = \frac{1}{2} \int \left(h_1^2(x) + |\nabla h_0(x)|^2 - \frac{2c_1}{\beta+1} h_0^{\beta+1}(x) + \frac{2c_2}{\beta} h_0^\beta(x) \right) dx.$$

с учетом

$$h|_{\partial\Omega} = 0, \quad h|_{t=0} = h_0(x), \quad h_t|_{t=0} = h_1(x),$$

где $h_0(x)$ - некоторая начальная геометрия горного массива, а $h_1(x)$ - его начальная скорость изменения.

Из теории бинарных систем, хорошо известно, что знак начальной энергии системы существенно влияет на ее поведение, например, если начальная энергия отрицательна, то это приводит к фазовому переходу. Применительно к нашей ситуации, это означает следующее: если $E(h(0)) < 0$, то в системе, при определенных значениях параметров, возможен быстрый рост градиента амплитуды инверсионного подъема. Анализ математической модели показал, что случаи $0 < \beta \leq 1$ и $\beta > 1$ существенно отличаются. Результаты анализа поведения градиента $\int |\nabla h|^2 dx$ позволяют сделать вывод о возможности прогнозирования динамики процессов в горном массиве. Определяя поведение градиента вертикального смещения (который связан с тензором деформаций \underline{H}) мы тем самым определяем поведение соответствующих напряжений в горном массиве. Найденная зависимость между значением начальной энергии системы и поведением градиента вертикального смещения, а как следствие и самого вертикального смещения, позволяет получать информацию о поведении напряжений внутри горного массива.

Накопленный опыт горных работ в Донбассе показывает, что почти все зарегистрированные случаи внезапных выбросов угля и газа неизменно связаны с присутствием в зоне выброса геологических нарушений (дизъюнктивов, складок, участков "препарированного", т.е. раздробленного угля и др.). Это вполне естественно, поскольку только они могут создать условия для скопления значительного количества газа.

Научная ценность. Рассмотренные критерии устойчивости напряженного состояния слоистой структуры массива горных пород для 2-Д математической модели могут быть использованы при построении объемной 3-Д математической модели путем интегрирования 2-Д моделей отдельных слоев.

Практическая ценность. Результаты прогноза устойчивого напряженного состояния слоистой структуры массива горных пород важны не только для горной промышленности, но и для многих других отраслей народного хозяйства: жилищно-коммунальное хозяйство, градостроительство, МЧС, транспорт, охрана окружающей среды, объекты энергетики, угольная промышленность, промышленное строительство. Передача рекомендаций для принятия оптимальных управленческих решений по указанным отраслям народного хозяйства показывает универсальность методики системного анализа показателей устойчивости напряженного состояния слоистой структуры массива горных пород.

Список использованной литературы

1. Чернов О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И.Чернов, В.Н.Пузырев. – М.: Недра. – 1979. – 296 с.
2. Софийский К.К. Исследование состояния выбросоопасного угольного пласта / К.К. Софийский, В.В. Зборовский, В.А. Нечитайло // Уголь Украины. – 1998. – №8, 9. – С. 9.
3. Некрасовский Я.Э. Новые представления о природе внезапных выбросов угля, породы и газа / Я.Э.Некрасовский, О.В.Колоколов // Безопасность труда в промышленности. – 1979. – № 6. – С. 8-10.
4. Приходько С.Ю. Новый подход к анализу поведения горного массива / С.Ю.Приходько, Р.М.Таранец, С.А.Матвиенко // Ученые записки Таврического национального университета им. В.И.Вернадского. Научный журнал. Т.22(61), География. – 2009. – С.79-89.
5. Колоколов О.В. Закономерности влияния космогонических факторов на выбросоопасность угольных пластов в зонах геологических нарушений / О.В.Колоколов, С.Ю.Приходько // Сборник научных трудов НГА Украины №13, том 4. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 2002. – С. 45- 52.

Надійшла до редакції 26.03.2013

С.Ю.Приходько

Розглядаються можливості системного метода кількісної і якісної оцінки стійкості напруженого стану шарової структури масиву гірничих порід.

Ключові слова: градієнт вертикального зміщення, повна енергія відкритої системи масиву гірничих порід, знак початкової енергії системи.

S. Prihodiko

They Are Considered possibility of the system method quantitative and qualitative estimation to stability of the tense condition of the flaky structure of the array of the mountain sorts.

The Keywords: gradient of the vertical offset, full energy of the open system of the array of the mountain sorts, sign to initial energy of the system.

УДК 622.14+681.332

Е.В. ПРОКОПЕНКО (канд. техн. наук, доц.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

СОЗДАНИЕ ДИНАМИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ РАЦИОНАЛЬНОГО РАЗМЕЩЕНИЯ ПОРОД В ОТВАЛЕ

Предлагается методика создания динамической модели породного отвала на основе рационального размещения пород в отвале при условии новой отсыпки пород.

Ключевые слова: отвал, горные работы, динамическая модель, ярус, литологический анализ, состав пород, проходческий участок

Донбасс - наиболее старый и исторический сложившийся регион Украины с развитой инфраструктурой, высокой плотностью промышленных предприятий и населения. В регионе расположены предприятия химической, металлургической промышленности, а также большое количество угольных шахт. Большинство предприятий работает продолжительное время без должного учета их влияния на экологическую обстановку. Предприятия угольной промышленности загрязняют почвы на площадях, отведенные под породные отвалы, и прилегающие к отвалам и хвостохранилищам обогатительных фабрик. Под отвалы занято 660 га продуктивных земель. В регионе числится 122 отвала с общим количеством породы около 713 млн.т. Экспертные оценки сложившегося экологического состояния горнодобывающих регионов свидетельствуют о возрастающей экологической опасности и чрезвычайно антропо-техногенной перегрузке окружающей природной среды. Сложное положение создается с восстановлением нарушенных земель. Установить степень ответственности отдельного предприятия в загрязнении почв невозможно, так как во многих случаях это происходит косвенным путем, через осадки. [1] Важным для улучшения обстановки на предприятиях угольной отрасли являются создание малоотходных производств, применение минеральных отходов в качестве вторичного сырья. Основные направления их использования - это закладка выработанного пространства шахт, засыпка внутренних отвалов на разрезах, провалов и оседаний поверхности под влиянием горных работ, производство строительных материалов и т.д. Таким образом, можно сформулировать следующую проблему: под породные отвалы отводится определенная площадь земли. Но не всегда эта площадь остается в том виде, в котором она запланирована. Изменение площади возникает из-за отсутствия контроля над рациональным размещением пород в отвале. В связи с этим, породные отвалы "расползаются", захватывая все большее пространство продуктивных земель и тем самым нарушают экологическую обстановку прилегающих территорий. Этот процесс показан на рис.1.

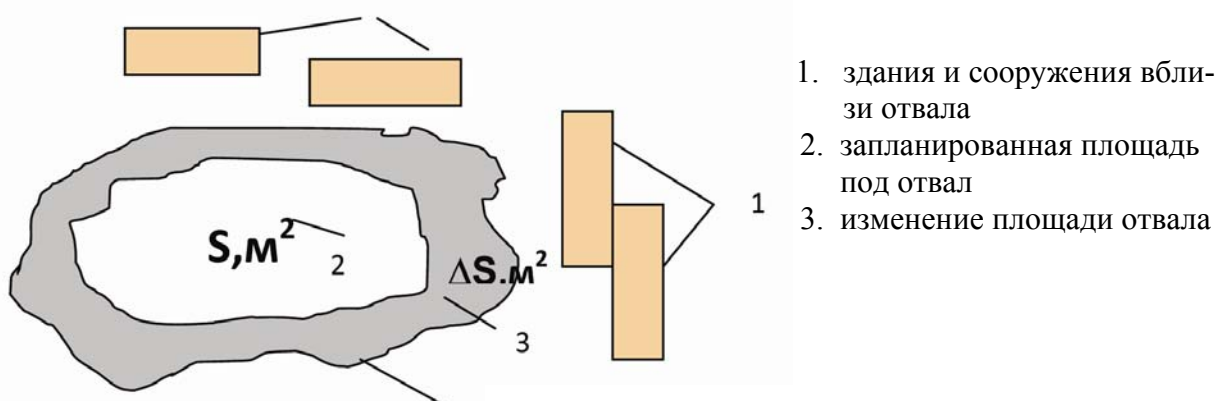


Рис.1. Изменение площади породного отвала во времени

Из рис.1. видно, что площадь, выделенная под отвал (S) изменяется с течением времени ΔT . т.е. происходит увеличение запланированной площади на интервале ΔS . И т.о. фактическая площадь отвала существенно изменяется и становится равной $S_f = S + \Delta S$. Данная фактическая площадь может негативно влиять на близлежащие здания или сооружения, не говоря об окружающей среде.

Современное складирование шахтных пород в отвалах производится без учета их качественных и физико-механических характеристик, что затрудняет использование пород с определенными свойствами, хранящихся в этих отвалах, а также их утилизацию. Технологические схемы отсыпки отвалов не учитывают сегрегацию пород, что не позволяет более полно использовать земельный отвод под отвалы.

Таким образом, возникает задача о разработке комплексного подхода к исследованию процесса формирования породного отвала с учетом технологии проведения горных подготовительных выработок и технологической транспортной цепочки доставки породы на отвал для рационального размещения этой породы в отвале для дальнейшего хранения и утилизации.

Данная задача предполагает составление технологической цепочки, предусматривающей порядок выдачи породы на отвал, то есть рассмотрение календарного плана горных работ, планирование горных работ; транспортирование пород под землей и на поверхности; складирование на отвале. По технологии отвалообразования, порода насыпается на отвал дискретно. Определенное место в этой цепочке занимает периодичность выполнения маркшейдерских съемок породного отвала. Период между съемками Δt определяет местоположение того или иного участка горных работ в зависимости от планограммы развития работ, и также определяет состав пород в данном месте отвала. Следовательно, технологическая схема данной цепочки позволяет найти местоположение породы с конкретного горнопроходческого участка с конкретной характеристикой литологического состава породы, отсыпаемой на отвал.

Таким образом, можно составить структурно-логическую схему, представляющую динамику насыпки пород на отвал (рис.2).



Рис.2. Структурно-литологическая схема насыпки породы на отвал

Технология формирования породного отвала заключается в насыпке породы на отвал отдельными ярусами [2]. Так как отдельный ярус породного отвала насыпается определенное количество лет, то можно составить карту насыпки отвала за определенный период времени. По результатам маркшейдерской съемки формируется база данных точек замера или точек, полученных в результате тахеометрической съемки породного отвала. Данная база точек содержит координаты X, Y и Z. В связи с тем, что каждый пласт имеет свое геологическое строение, можно составить прогноз химических реакций, происходящих при соприкосновении тех или иных элементов, содержащихся в различных пластах, то есть заранее выявить неблагоприятные зоны на отдельном ярусе и в целом на отвале. Таким образом, в результате построения трехмерной и двумерной модели участков яруса породного отвала за определенный период времени можно получить пространственную модель, которая показывает структуру данного отвала. На основе данной модели можно решить следующие задачи:

1. Установить время отсыпки того или иного участка проходческих работ.
2. Определить состав пород на участках.
3. По составу пород и их свойствам оценить возможные очаги самовозгорания отдельных участков и отвала в целом.
4. Установить участки, на которых сложены породы, пригодные для дальнейшего использования в хозяйственных целях.
5. Установить участки, на которых возможна разработка с целью доизвлечения полезного компонента (сформировано техногенное месторождение).

На рис. 3. показана блок-схема созданной динамической модели породного отвала.

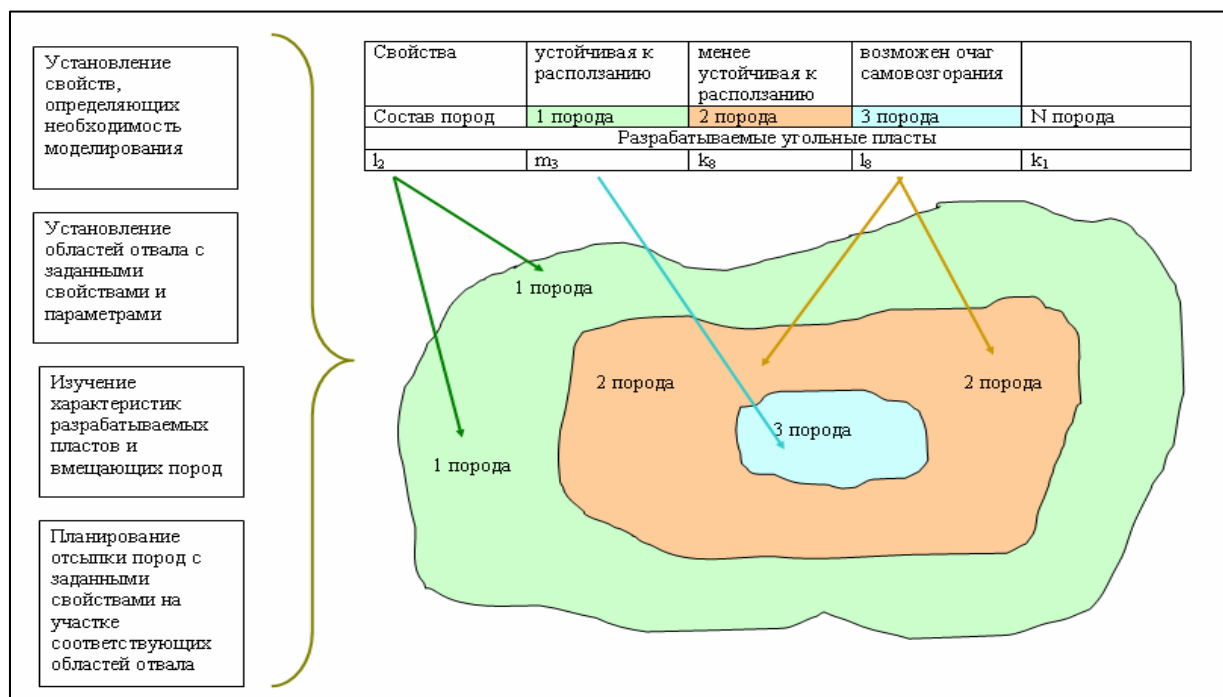


Рис.3. Структурная схема динамической модели породного отвала

Таким образом, зная химический состав пород, и те процессы, которые могут происходить с данным составом пород в течение определенного времени, можно управлять укладкой пород на породный отвал и тем самым осуществлять контроль над данной площадью земли. Укладку пород можно осуществлять в зависи-

мости от прочности пород, т.е. породы высшей категории прочности закладывать по бокам отвала.[3]

Выводы.

1. Мероприятия по формированию отвалов являются целесообразными с точки зрения сохранения существующих экосистем в связи с уменьшением площади изымаемых под отвалы земель.

2. Прогноз и управление рациональным размещением пород в отвале авторы рассматривают с учетом новой отсыпки о отвал, т.к. существующие отвалы формировались на разных стадиях и в различных соотношениях литологических разностей. Поэтому прогнозировать по таким отвалам что-либо достаточно сложно или даже невозможно.

3. Размеры слоев и порядок их размещения в отвале должны определяться экспериментально-аналитическими методами в зависимости от физико-механических характеристик массивов пород.

Список использованной литературы

1. Пиньковский Г.С. Угольная промышленность и общая экономическая обстановка в Центральном Донбассе / Г.С. Пиньковский, А.А. Складенко // Уголь Украины, 2000. – С. 14-18.

2. Малеев Н.Г. Схемы строительства и формирования многоярусных отвалов / Н.Г. Малеев, М.Н. Котровский // Современные технологии освоения минеральных ресурсов. Сб. научных трудов. Вып. 1. – Красноярск: Изд-во КГУЦМиЗ, 2003. – 140с.

3. Методические указания по расчету устойчивости и несущей способности отвалов. – Л.: ВНИМИ, 1987.

Надійшла до редакції 26.03.2013

О.В. Прокопенко

Донецький національний технічний університет, Донецьк

СТВОРЕННЯ ДИНАМІЧНОЇ МОДЕЛІ ДЛЯ РАЦІОНАЛЬНОГО РОЗМІЩЕННЯ ПОРІД У ВІДВАЛІ

Пропонується методика створення динамічної моделі породного відвалу на основі раціонального розміщення порід у відвалі за умови нового ярусу відсіпання порід

Ключові слова: відвал, гірські роботи, динамічна модель, ярус, літологічний аналіз, склад порід, прохідницька ділянка

O.V. Prokopenko

Donetsk National Technical University, Donetsk

DYNAMIC MODELING FOR RATIONAL ACCOMODATION ROCKS IN DUMPS

The technique of creating a dynamic model of waste dump on the basis of rational placing rocks in the heap, provided the new dumping rocks.

Keywords: blade, mining, dynamic model, tier, lithological analysis of rocks, excavating plot.

УДК 622.28.5

А.В.РЕЗНИК (инж.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

**АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ
ДОНБАССА**

В статье приведены данные о состоянии горных выработок в глубоких шахтах Донбасса. Выполнен анализ объемов применения различных конструкций крепи и указаны причины их деформирования. Намечены повышения устойчивости горных выработок.

Ключевые слова: выработка, рамная крепь, направление смещений, податливая полость.

За последние годы правительством Украины разработаны и утверждены две программы, цель которых – повысить эффективность работы угольной промышленности. Это «Програма реформування і фінансового оздоровлення підприємств вугільної промисловості на 2000-й рік» и «Українське вугілля». Выполнение этих программ, направленных на внедрение в угольной промышленности передовых технологий обеспечило бы поступательное развитие экономики всей страны. В настоящее время техническое состояние шахтного фонда угольной промышленности Украины продолжает ухудшаться. Так, около 80% угольных шахт работают без реконструкции более 20 лет, причем третья часть из них введена в эксплуатацию в довоенный период [2]. Учитывая то обстоятельство, что последние 14 лет ежегодно терялось 7,6 млн. тонн производственных мощностей [3], для выполнения поставленных перед отраслью задач необходимо резко увеличить объемы проведения горных выработок, среди которых 70-80% занимают вскрывающие и подготовительные. Только за последние 20 лет количество шахт, ведущих разработку угля на глубине более 700 м, выросло в 2 раза.

Увеличение глубины разработки угольных пластов, развитие на них очистных работ приводит к интенсивному воздействию горного давления на устойчивость подземных выработок через различные формы его проявления, которые зависят от совокупности влияния целого ряда горно-геологических и горнотехнических факторов, присущих условиям каждой шахты. Несмотря на снижение протяженности горных выработок угольных шахт Украинского Донбасса в связи с интенсивным их закрытием за последние годы в (1990-2002 гг.), увеличение затрат на ремонт этих выработок, состояние последних не улучшается. В среднем 15% из них по протяженности на конец каждого года не удовлетворяет эксплуатационным требованиям. Одной из основных причин такого положения является высокая трудоемкость работ по содержанию выработок при весьма низком (1,5-2%) уровне их механизации [4].

Анализируя уровень добычи шахт ГП «ДУЭК» и сопоставляя ее с протяженностью поддерживаемых горных выработок по годам (табл. 1), следует отметить тенденцию резкого снижения уровня добычи по сравнению с относительно небольшим уменьшением протяженности поддерживаемых горных выработок.

Данные таблицы 1 свидетельствуют о том, что в период с 1996 по 2011 года добыча угля упала на 50,7% (в 2 раза), в то время как протяженность горных выработок сократилась всего на 15,7% (в 1,3 раза). Это связано с тем, что снижение добычи, а, следовательно, и скорости подвигания очистных забоев, привело к возрастанию времени поддержания горных выработок.

Таблица 1 Изменение протяженности поддерживаемых горных выработок и добычи угля в 2007-2011 гг. на шахтах ГП «Донецкая угольная энергетическая компания»

Показатель	2007*		2008		2009		2010		2011	
	Всего	%	Всего	%	Всего	%	Всего	%	Всего	%
Добыча, млн. т	15,0	100	14,7	98,0	9,6	64,0	8,2	54,7	7,3	48,7
Протяженность поддерживаемых горных выработок, тыс. км	2,15	100	2,01	93,4	1,95	90,9	1,81	84,3	1,45	67,4
Протяженность выработок, не соответствующих паспорту, тыс. км	0,29	100	0,28	97,0	0,27	93,1	0,24	82,8	0,21	72,4
Протяженность отремонтированных выработок, тыс. км	0,07	100	0,06	85,7	0,68	97,1	0,77	110,1	0,34	48,5

* - данные приведены в процентах к 2007 году

Обследование шахт ГП «ДУЭК», результаты которого представлены в табл. 2, 3, 4, показало, что объем деформированных выработок на некоторых шахтах достигает 24% и наблюдается тенденция к его дальнейшему росту. При этом увеличивается объем законсервированных выработок, что связано со снижением уровня добычи и отсутствием средств на ремонт выработок.

Таблица 2 - Состояние горных выработок на шахтах ГП ДУЭК на 01.01.2011

Наименование шахт и шахтоуправлений	Протяженность поддерживаемых горных выработок, м	Деформировано, м	Деформировано, %	$S_{ср}$, м ²
«Трудовская»	63704	13383	22,8	11,6
«Южно-Донбасская» № 1	103856	12090	11,9	11,6
«Южно-Донбасская» № 3	85153	13080	17,7	13,1
Им. «Скочинского»	101373	18680	21,5	12,3
Им. «Абакумова»	108970	13680	14,7	11,6
«Октябрьское»	92400	20746	23,5	10,7
«Социалистический Донбасс»	155014	22225	14,8	13,2

Таблица 3 - Состояние основных поддерживаемых выработок на шахтах ГП «ДУЭК»

Виды выработок	2007*		2008		2009		2010		2011	
	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Квершлаг	9,6	3,0	10,9	4,4	11,7	4,0	11,4	4,6	15,8	6,0
Уклоны	14,4	6,2	14,8	5,2	15,3	4,8	14,5	5,3	17,6	7,0
Ходки и бремс-берги	24,3	6,1	25,3	6,8	21,2	5,7	20,4	6,4	24,2	11,5
Транспортные штреки	17,1	5,2	18,1	4,7	17,3	5,1	17,5	6,5	21,7	9,4
Вентиляционные штреки	15,4	5,9	15,0	7,1	19,3	6,9	18,1	7,9	19,7	9,1

1 – деформировано выработок, %; 2 – законсервировано выработок, %.

Анализ результатов обследования по объемам применения различных видов крепи горных выработок показывает, что в настоящее время более 90% из них закреплены арочной податливой крепью, которая не обеспечивает устойчивое состояние (более 79% выработок деформировано). Дополнительные же мероприятия направленные на повышение их устойчивости практически не применяются. Сложившееся положение усугубляется снижением объемов ремонтных работ. Так в 2008 году по ГП «ДУЭК» было отремонтировано только 31% выработок нуждающихся в ремонте.

Таблица 4 - Объем применения и состояние крепи подготовительных и вскрывающих горных выработок

Вид крепи	2008		2009		2010		2011	
	1	2	1	2	1	2	1	2
Металлическая податливая	90,2	70,4	90,2	71,8	90,2	71,9	90,4	73,2
Бетонная	4,4	32,2	4,5	34,3	4,6	31,8	4,8	33,4
Анкерная	0,01	15,2	0,01	16,4	0,01	14,8	0,007	16,7
Другие виды	5,39	42,4	5,29	45,6	5,19	43,0	4,8	46,0
Итого	100,0		100,0		100,0		100,0	

1 – объем применения крепи, %; 2 – деформировано крепи, %.

С целью выявления основных видов деформации по данным маркшейдерской службы ГП «ДУЭК» был выполнен их анализ, результаты которого представлены в табл. 5.

Как видно из приведенных данных, наибольший процент деформаций наблюдается в штреках, т.е. в выработках закрепленных арочной податливой крепью. При этом выработки деформируются как со стороны кровли, так и со стороны почвы выработки.

Опыт эксплуатации выработок, закрепленных арочной крепью, показывает [1], что основным фактором, снижающим устойчивость выработок, является несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечено в 59% обследованных выработок.

В выработках, пройденных по простиранию, преобладают смещения контура в направлении, нормальном к напластованию, т.е. большие деформации кровли в сечении наблюдаются со стороны падения пород, а почвы – со стороны восстания. Как в пластовых, так и в полевых штреках замок податливости срабатывает, как правило, со стороны паде-

ния пород, а со стороны восстания верхняк и стойка теряют соосность, податливость не реализуется, срез стойки развальцовывается и происходит разрыв хомутов.

Таблица 5 - Виды деформации в основных горных выработках на шахтах ГП «ДУЭК» на 01.01.2011

Виды выработок	Всего, км	Из них не соответствует правилам безопасности, км						
		по сечению	по высо-те	по зазо-рам	всего	всего, %	по профилю рель-сового пути	
							км	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Квершлаг	163,5	14,5	2,0	9,4	25,9	15,8	22,1	13,5
Около-ствольные дворы	42,3	2,6	0,7	1,3	4,6	10,9	6,4	15,1
Транспортные штреки	241,8	20,4	4,5	27,6	52,5	21,7	43,1	17,8
Вентиляционные штреки	91,8	12,1	1,7	4,2	18,1	19,7	3,8	4,1

В выработках, пройденных вкрест простирания, а также по падению и восстанию пород (всего в 12% обследованных) преобладающие смещения контура, отличные от направления податливости, проявляются при расположении продольной оси выработок в диапазоне углов 30-60° к линии простирания пород.

Таким образом, для повышения работоспособности арочной податливой крепи необходимо создавать условия, обеспечивающие совпадения направления податливости крепи с преобладающими смещениями породного контура.

Список использованной литературы

1. Петренко Ю.А., Новиков А.О., Захаренко А.В. О состоянии поддерживаемых горных выработок по ГХК «Донуголь» // Известия Донецкого горного института, 1998. - № 1. – С. 73-74.
2. Алымов А.И., Свченко А.П. Новые шахты Украине необходимы // Уголь Украины, 1992. - № 9. – С. 6-10.
3. Сургай Н.С., Иванов Ю.П., Фищенко С.П. Будет ли третье рождение Донбасса. Киев: УкрНИ-Ипроект, 2002. – 62 с.
4. Содержание, ремонт и ликвидация выработок угольных шахт: Монография / А.Ф. Борзых, Ю.Е. Зюков, С.Н. Княжев. – Алчевск: ДонГТУ, 2004. – 614 с.

Надійшла до редакції 03.04.2013

А.В.Резнік

Донецький національний технічний університет, Україна

АНАЛІЗ СТАНУ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК ГЛИБОКИХ ШАХТ ДОНБАСУ

У статті наведені дані про стан гірничих виробок у глибоких шахтах Донбасу. Виконано аналіз обсягів застосування різних конструкцій кріплення та вказані причини їх деформування. Намічені підвищення стійкості гірничих виробок.

Ключові слова: вироблення, рамне кріплення, напрямок зсувів, податлива порожнину

A.V.Reznik

Donetsk National Technical University, Ukraine

ANALYSIS OF MINING DEEP MINES OF DONBASS

The article presents data on the state of mining in the deep mines of the Donbass. The analysis of the volumes of the different structures lining and the reasons for their deformation. Scheduled resilience mining.

Keywords: development, frame roof support, direction of the displacements, yielding cavity.

УДК 622.33.013

О.М. РЯБИЧ (канд.екон.наук, доц..)

Донецький національний технічний університет, Донецьк

РЕФОРМУВАННЯ ВУГІЛЬНОЇ ГАЛУЗІ І СТВОРЕННЯ ВІЛЬНОГО БІРЖОВОГО РИНКУ ВУГІЛЛЯ

Досліджено особливості створення вільного біржового ринку вугілля в Україні, що дозволить в середньостроковій перспективі отримати ринковий механізм ціноутворення на основі реального балансу попиту і пропозиції на вугільну продукцію, спростити і скоротити час процедури закупівлі та продажу вугільної продукції для державних підприємств. Проведено аналіз недоліків існуючого та переваги біржового вугільного ринку та досліджено необхідність переходу до біржової торгівлі для учасників ринку.

Ключові слова: вугільна галузь, енергетична біржа, ціноутворення, вугільна продукція.

Введення. Україна обрала шлях виходу на траєкторію сталого розвитку через рішучі й всеосяжні реформи, спрямовані на підвищення конкурентоспроможності країни і заможності суспільства.

Стратегічним завданням Президента України по забезпеченню прискореного розвитку національної економіки є реорганізація енергетичного сектора економіки, завдяки створенню нового лібералізованого ринку електричної енергії, ринку газу, а також реформуванню вугільної промисловості. Отже, Програмою економічних реформ на 2010-2014 рр. [1] передбачено усунення залежності вітчизняної економіки від імпорتنих поставок енергоносіїв шляхом створення економічно ефективної, беззбиткової вугільної галузі, що забезпечує економіку сировиною за конкурентними на світовому ринку цінами.

Важливим етапом реформування вугільної галузі є створення вільного біржового ринку вугілля, що дозволить в середньостроковій перспективі отримати ринковий механізм формування ціни на вугільну продукцію, спростити і скоротити час процедури закупівлі та продажу вугільної продукції для державних підприємств. Крім того, біржова торгівля дасть можливість підвищити інвестиційну привабливість вугільних підприємств і збільшить зростання обсягів інвестицій.

Міністерство енергетики та вугільної промисловості України розробило концепцію переходу на біржову форму продажу вугілля, яку схвалив КМУ від 26.10.2011р. № 1070-р. Метою цієї концепції є обґрунтування економічної доцільності розвитку біржової форми торгівлі вугільною продукцією для забезпечення конкурентоспроможності українського вугілля за рахунок досягнення балансу інтересів між споживачами і виробниками та підвищення інвестиційної привабливості вугільної галузі.

На поточний момент реалізація вугільної продукції здійснюється за двома схемами: за «прямими» договорами між вуглевидобувними підприємствами і споживачами та через державне підприємство «Вугілля України», як оператора оптового ринку вугільної продукції (рис.1).

Модель централізованого збуту вугільної продукції через єдиного державного оператора оптового ринку відіграла істотну роль стабілізації на початкових етапах ринкових перетворень української економіки. Виконуючи функції координатора ринку, оператором здійснювався розподіл вугільної продукції за фіксованими розрахунковими цінами між споживачами, що забезпечувало їх стійке виробниче положення, гарантувало задоволення державних потреб у вугільних ресурсах та своєчасне відшкодування виробнику вартості продукції.

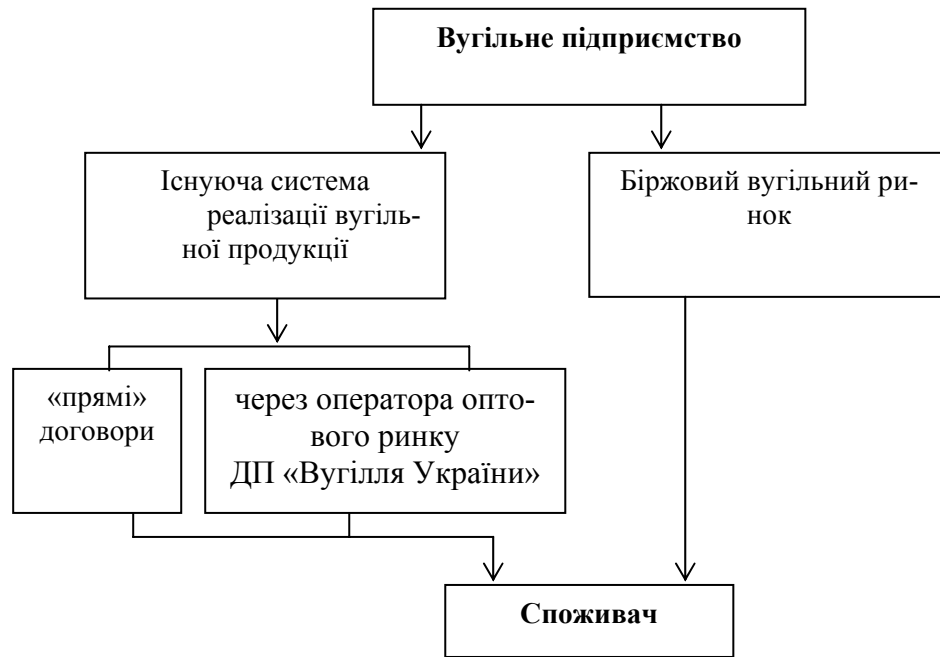


Рис. 1. Схема реалізації вугільної продукції

Недоліки існуючого та переваги біржового вугільного ринку представлені в таблиці 1.

Незважаючи на численні переваги біржового вугільного ринку вуглевидобувні підприємства не прагнуть до переходу на цю форму реалізації вугільної продукції, в зв'язку з небажанням вести прозорий бізнес, переходити на нові методи роботи.

Але, сучасна модель перехресного субсидування, коли прибуткові шахти дотують глибоко збиткові, повністю відбиває прагнення до ефективної роботи і не може довго існувати. Впровадження біржових технологій має створити умови для здорової конкуренції між шахтами, встановити об'єктивну ринкову ціну на їх продукцію і дати стимули для розвитку. Однак багато державних підприємств не готові самостійно здійснювати реалізацію вугілля, будь то біржова торгівля або прямі договори, тому що відсутні збутові підрозділи, цінова і якісна не конкурентоспроможність. Відмовитися від вугілля цих виробників ринок теж зараз не готовий, адже це означає залишити величезну кількість людей без роботи, а споживачів - без вугілля. На цьому етапі мають бути передбачені механізми, які забезпечать реалізацію продукції цих виробників, тобто механізм підтримки державних шахт, собівартість продукції яких значно вище ринкової ціни на вугілля.

Слід відмітити, що на сьогодні існують певні бар'єри торгівлі між шахтами і малими споживачами вугілля. З введенням біржового вугільного ринку вони будуть усунені [4].

Біржова торгівля вугільною продукцією, особливо енергетичного призначення, має у світі широке застосування. При цьому світова практика продажу енергетичного вугілля ґрунтується на визначенні його ціни в залежності від енергетичної цінності з урахуванням поправок на вміст сірки. Розвиток сучасних електронних форм біржової торгівлі останнім часом призвів до різкого збільшення безпосередніх покупців на торгових майданчиках і посиленого росту короткострокових контрактів. Як наслідок, великі вуглевидобувні компанії (Anglo American, BHP Billiton, Glencore та Rio Tinto), компанії - споживачі (ENEL, EON, J-Power) та інші створили систему Global coal, електронну платформу для торгівлі фізичним вугіллям.

лям та фінансовими інструментами між членами цієї системи. В 2001 році на біржі NYMEX розпочалась торгівля ф'ючерсними контрактами на вугілля. Існує також низка ринків - ф'ючерсів на вугільну продукцію, включаючи Міжконтинентальну біржу, розташовану в Лондоні, Європейську енергетичну біржу в Німеччині, Австралійську фондову біржу.

Таблиця 1. Аналіз недоліків існуючого та переваги біржового вугільного ринку

Недоліки існуючого вугільного ринку	Переваги біржового вугільного ринку
Порушення балансу економічних інтересів виробників і споживачів через відсутність на ринку можливості встановлення ринкових цін, наявність посередників	Установлення справедливої ціни на основі реального балансу попиту і пропозиції на вугільну продукцію виходячи з ринкової кон'юнктури
Перехресне субсидування ефективно діючими вугледобувними підприємствами збиткових, що знижує мотивацію виробників вугільної продукції до конкуренції	Формування конкурентного середовища для покупців і продавців (участь у біржових торгах на рівних умовах як покупців, так і продавців, що дає можливість придбати або продати вугільну продукцію за найбільш вигідною ціною на засадах вільної конкуренції)
Створення бар'єрів для ефективної торгівлі між малими вугледобувними підприємствами та покупцями, зокрема металургійними комбінатами, побутовими споживачами, виробниками цементу, содовими і цукровими заводами, гірничо-збагачувальними комбінатами, залізничною галуззю	Спрощення процедури пошуку потенційних покупців та укладення договорів купівлі-продажу
Зниження інвестиційної привабливості вугільної галузі через непрозорість ціноутворення і регулювання збуту	Створення можливості здійснювати оптову торгівлю вугільною продукцією та поступовому переходу до інших строкових форм біржових контрактів (ф'ючерсні, форвардні та інші) і похідних фінансових інструментів (хеджування). Організація біржової експертизи якості товару та оцінки заставного майна за кліринговими операціями

Дослідження необхідності переходу до біржової торгівлі для учасників ринку представлено в таблиці 2.

В Росії також існує біржова торгівля вугіллям, який продавався на Московській фондовій біржі та Санкт-Петербурзької міжнародної товарно-сировинної біржі, але поки торги не придбали системного характеру. Біржові торги вугіллям відбуваються також на Білоруській універсальній товарно-сировинній біржі, на Узбецької республіканської товарно-сировинній біржі. У цьому році уряд Казахстану додав до переліку біржових товарів вугілля [4].

В Україні вже почала реалізовуватися концепція переходу до біржової форми продажу вугілля та у жовтні 2012 році товарна біржа «Українська енергетична біржа» визначена переможцем конкурсу з відбору товарних бірж для організації біржової торгівлі та проведення електронних біржових торгів з купівлі-продажу вугільної продукції. ТБ «Українська енергетична біржа» - це спеціалізована біржа з торгівлі енергоносіями, що спільно з органами державної влади та учасниками ринку працює над розвитком організованого біржового ринку вугілля та зуміла до-

лучити до участі в біржових торгах основних гравців вугільної галузі. У своїй діяльності біржа керується європейськими принципами роботи та є відкритою до діалогу з усіма учасниками ринку задля побудови конкурентоспроможного та дієвого механізму біржових торгів вугільною продукцією як в середині країни, так і за кордоном.

За результатами проведення тестових електронних торгів вугільною продукцією в перелік товарних бірж, на яких здійснюватиметься торгівля вугільною продукцією ще увійшли ТОВ "Українська універсальна біржа", ТБ "Катеринославська" і ТБ "ІННЕКС".

Таблиця 2. Необхідність переходу до біржової торгівлі для учасників ринку

Значення	Результат
Формування організованого товарного ринку вугілля	- можливість вибирати найкращі цінові пропозиції; - спрощення процедури пошуку постачальників і споживачів вугілля, оптимізація витрат; - працює система гарантії виконання зобов'язань контрагентами. - проводиться біржова експертиза якості товарів; - уніфіковані умови поставки та оплати, що значно зменшує кількість погоджень по кожній угоді
Прозорість діяльності	- спрощується процедура пошуку потенційних постачальників і споживачів і укладення договорів, що призводить до оптимізації витрат; - підвищується привабливість компанії для інвесторів; - здійснюється контроль щодо проведення розрахунків і забезпеченню виконання зобов'язань
Створення прозорого механізму формування справедливих ринкових цін	- ціна встановлена в результаті біржових торгів згідно Податкового Кодексу України є ринковою «звичайною ціною»; - можливість прямого і кооперованого впливу на формування ринкових цін
Формування цінового індикатора	Біржові котирування об'єктивно відображають стан ринку і є орієнтиром при укладанні угод на біржовому і позабіржовому ринках

Згідно вищенаведеної концепції контролювати проведення біржових торгів повинні уповноважені органи центральної виконавчої влади. У їх компетенцію має входити:

- установлення допустимого коридору коливання котирувань на вугільну продукцію енергетичного призначення з урахуванням її марки;
- формування кваліфікаційних вимог до учасників біржових торгів з метою зниження рівня спекулятивних намірів;
- моніторинг проведення торгів і дотримання учасниками та адміністрацією біржі встановлених правил і порядків.

Слід зазначити, що ринок освіти з регулювання біржової діяльності перебуває в зародковому стані та у вугільній галузі може виникнути гостра нестача кваліфікованих фахівців зі знаннями у області біржової торгівлі, які повинні мати інженерно-економічні знання та здатність працювати на ринку вугільної продукції. Адже ступінь цивілізації біржової діяльності залежить від того, наскільки професійно будуть підготовлені кадри для цієї специфічної діяльності. Тому вищими навчальними закладами необхідно розпочати підготовку фахівців зі спеціальності «Біржова діяльність у вугільній галузі».

Висновки.

Для забезпечення прискореного розвитку національної економіки є реорганізація енергетичного сектора економіки за допомогою:

- створення ліквідного, надійного, прозорого та ефективного механізму ринкової торгівлі енергоносіями на внутрішньому і зовнішньому ринках України;
- формування загальнодержавних індикаторів цін, які визнаються ринковими податковим, антимонопольним і біржовим законодавством;
- створення і розвитку ліквідного спотового біржового ринку вугілля.

Вугільна промисловість є для України стратегічно важливою галуззю, що здатна забезпечити енергетичну безпеку країни. Реформування якої за допомогою ефективної організації біржової торгівлі та формуванні цін на вугільну продукцію на основі балансу попиту та пропозицій, буде сприяти прискоренню інноваційного розвитку вугільної галузі в Донецькому регіоні, що забезпечує економіку сировиною за конкурентними на світовому ринку цінами і в цілому підвищенню ефективності національної економіки та виходу на траєкторію сталого розвитку.

В зв'язку з тим, що ринок освіти з регулювання біржової діяльності перебуває в зародковому стані і може виникнути гостра нестача кваліфікованих кадрів для цієї специфічної діяльності, вищими навчальними закладами необхідно розпочати підготовку фахівців зі спеціальності «Біржова діяльність у вугільній галузі».

Перелік використаної літератури

1. Программа экономических реформ Президента на 2012-2014 годы «Богатое общество, конкурентоспособная экономика, эффективное государство» // <http://www.partyofregions.org.ua>
2. Концепція переходу на біржову форму продажу вугілля. Схвалено розпорядження КМУ від 26.10.2011р. N 1070-р // <http://zakon4.rada.gov.ua>
3. Приказ № 723 от 19. 06.2012 «Об утверждении Конкурсных требований по отбору товарных бирж (электронных биржевых площадок) для организации и проведения электронных биржевых торгов по купле-продаже угольной продукции» // <http://archive-ua.com/ua/1/ligazakon.ua>
4. Зернопацкий В. Уголь — на биржу. // Українська енергетична біржа - www.ueex.com.ua

Надійшла до редакції 01.04.2013

О.Н.Рябич

Донецкий национальный технический университет, Донецк

РЕФОРМИРОВАНИЕ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ И СОЗДАНИЕ СВОБОДНОГО БИРЖЕВОГО РЫНКА УГЛЯ

Исследованы особенности создания свободного биржевого рынка угля в Украине, что позволит в среднесрочной перспективе получить рыночный механизм ценообразования на основе реального баланса спроса и предложения на угольную продукцию, упростить и сократить время процедуры закупки и продажи угольной продукции для государственных предприятий. Проведен анализ недостатков существующего и преимущества биржевого рынка угля, определено значение биржевой торговли для участников рынка.

Ключевые слова: угольная отрасль, энергетическая биржа, ценообразование, угольная продукция

O.N.Ryabich

Donetsk National Technical University, Donetsk

REFORMING THE COAL INDUSTRY AND THE CREATION OF A FREE EXCHANGE MARKET COAL

The features of creating a free exchange coal market in Ukraine were explored, which in medium term allows to get market pricing mechanism based on actual supply and demand balance for coal products, to simplify and shorten the procedure of purchase and sale of coal products for state enterprises. The analysis of the advantages and disadvantages of the existing exchange coal market was implemented, the value of the exchange business for market participants was estimated.

Keywords: coal industry, power exchange, pricing, coal products

УДК 622.831

В.Л.САМОЙЛОВ (канд.техн.наук, проф.)

С.В.ПОДКОПАЕВ (д-р.техн.наук, проф.)

Я.И.РУБАН (магистрант)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ ДОБЫЧИ УГЛЯ ИЗ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ ПЛАСТА k_6^H ШАХТЫ ИМ. В.И. ЛЕНИНА ГП «МАКЕЕВУГОЛЬ»

Рассмотрены мероприятия по увеличению коэффициента машинного времени, влияющие на добычу угля из очистного забоя.

Ключевые слова: добыча угля из лавы, коэффициент машинного времени, простой лавы, система разработки, способ охраны выемочных выработок, схема проветривания выемочного участка, износ оборудования.

На шахте дорабатывается пласт l_2^1 и начинает разрабатываться пласт k_6^H .

Пласт k_6^H опасный по внезапным выбросам угля и газа, не опасный по горным ударам, опасный по взрывчатости угольной пыли, не склонен к самовозгоранию, геологическая мощность $m=0,69-0,75$ м

Способ подготовки шахтного поля по пласту k_6^H — погоризонтный.

Система разработки — сплошная.

Схема проветривания шахты — центрально-отнесённая.

Способ проветривания — всасывающий.

Управление кровлей в лавах — полное обрушение.

Подготовительные выработки проводятся комбайновым способом.

Газовыделение из пласта в призабойное пространство составляет $q_{пл} = 8,56 \text{ м}^3/\text{т.с.д.}$, а из выработанного пространства $q_{в.н} = 8,635 \text{ м}^3/\text{т.с.д.}$

Нагрузка на очистной забой является важным фактором, имеющим решающее влияние на технико-экономические показатели работы добычного участка и в целом шахты. С ее увеличением повышается производительность труда рабочих и снижается себестоимость добычи угля. Необходимо стремиться к достижению максимально возможной нагрузки на очистной забой, которая ограничивается производительностью выемочных машин и газовым фактором.

Максимально возможная нагрузка на очистной забой принимается как минимальная из двух величин: максимально возможной нагрузки по производительности выемочной машины и максимально возможной нагрузки по газовому фактору.

В формулу для определения сменной нагрузки на лаву по производительности выемочной машины - $A_{см}$ входит коэффициент машинного времени.

$$A_{см} = T_{см} \cdot q_k \cdot k_m$$

где $T_{см}$ — длительность рабочей смены, мин;

q_k — средняя производительность комбайна, т/мин;

k_m — сменный коэффициент машинного времени по выемке угля.

С увеличением коэффициента машинного времени прямо пропорционально возрастает добыча угля из лавы.

Для определения коэффициента машинного времени необходимо определить время работы и время простоев оборудования [1]. Коэффициент машинного

времени определяется по формуле:

$$K_m = T_p / (T_p + T_{np})$$

где T_p – время работы оборудования, час;

T_{np} – время простоев оборудования, час.

Общее время работы и простоев оборудования за месяц определяется по формуле:

$$T_{общ} = 6 \cdot n_{см} \cdot n_{дн}$$

где $n_{см}$ – количество смен по добыче угля;

$n_{дн}$ – количество рабочих дней в месяц.

Так как пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа, то $n_{см} = 2$; $n_{дн} = 25$.

$$T_{общ} = 6 \cdot 2 \cdot 25 = 300 \text{ час}$$

Участковые простои разделяют на отказы участкового оборудования, организационные простои участка, технологические простои и горно-эксплуатационные простои.

Отказы участкового оборудования разделяют на отказы забойного оборудования и отказы участкового транспорта.

В отказы забойного оборудования входят отказы выемочных машин, отказы средств доставки угля и отказы средств управления кровлей.

В отказы участкового транспорта входят отказы скребкового конвейера и отказы ленточного конвейера.

Организационные простои участка включают несвоевременную подготовку рабочих мест (недостаточное опережение вентиляционного штрека) и отсутствие рабочих, в том числе несвоевременный приход и уход рабочих.

Технологические простои – это подготовка рабочих мест (перенос распределительного пункта, замена состава вагонеток, техобслуживание оборудования), другие технологические процессы (зачистка забоя, работы по управлению кровлей, зачистка основания секции) и прочие технологически остановки.

Горно-эксплуатационные простои участка разделяют на простои выемочных машин (перекрытие комплекса перед демонтажем), горно-геологические нарушения в лаве, выполнение прогноза и мероприятий по предотвращению внезапных выбросов угля и газа, аварийное состояние очистного забоя (переход геологических нарушений) и остановка забоя горно-технической инспекцией (ГТИ) и работниками участка ВТБ из-за нарушений правил безопасности.

В настоящее время на пласте k_6^H отрабатывается одна коренная разгрузочная лава по сплошной системе разработки (см. рис.1).



Рисунок 1 – Схема системы разработки коренной разгрузочной лавы.

Факторы, максимально влияющие на время простоя добычного участка за период отработки коренной разгрузочной лавы пласта k_6^H с 2009 г. по 2011 г., приведены в ниже следующей таблице.

Время простоя добычного участка коренной разгрузочной лавы пласта k_6^H .

Наименование показателей		Потери рабочего времени, час				%
		2009г.	2010г.	2011г.	2009-2011 г.г	
	Участковые простои	719,22	2024,67	1522,86	4266,75	100
A.	Отказы участкового оборудования	611,31	1346,14	860,65	2818,1	66,04
1.	Отказы забойного оборудования	511,71	1107,5	748,4	2367,61	55,49
1.1.	Отказы выемочных машин	334,47	611,81	436,89	1383,17	32,42
1.2.	Отказы средств доставки угля	94,15	250,76	195,77	540,68	12,67
1.3.	Отказы средств управления кровлей	83,09	247,47	121,73	452,29	10,6
2.	Отказы участкового транспорта	99,52	231,76	106,61	437,89	10,26
B.	Организационные простои	10,07	17,33	39,33	66,73	1,56
B.	Горно-эксплуатационные простои:	7,69	328,2	285,76	621,65	14,57
1.	Перекрытие комплекса перед демонтажем	0	112	0	112	2,62
2.	Переход геологических нарушений	0	150,03	141,31	291,34	6,82
3.	Остановка ГТИ и работников ВТБ из-за нарушений ПБ	7,69	66,17	137,45	211,31	4,95
Г.	Технологические простои	110,15	332,98	339,77	782,9	18,35
1.	Подготовка рабочих мест	4,45	21,33	12,99	38,77	0,91
2.	Другие технологические процессы	93,7	293,65	314,78	702,13	16,45
3.	Прочие технологические остановки	12	18	20	50	1,17

Общее время работы и простоев	1500	3600	2700	7800
Время работы оборудования	780,78	1575,33	1177,28	3533,25
Коэффициент машинного времени	0,52	0,44	0,44	0,45

Исходя из показателей таблицы видно, что отказы участкового оборудования занимают больше всего времени – 66,04 %, на втором месте технологические простои – 18,35 %, на третьем горно-эксплуатационные простои – 14,57 % и меньше всего занимают организационные простои – 1,56 %.

Из выше приведенных данных видно, что фактический коэффициент машинного времени колеблется от 0,44 до 0,52.

Анализ факторов, влияющих на коэффициент машинного времени, показывает, что большую часть занимают отказы участкового оборудования связанные с поломками забойного оборудования – 55,49 % и участкового транспорта – 10,26 %. Причинами отказа забойного оборудования являются отказы выемочных машин – 32,42 %, отказы средств доставки угля – 12,67 %, и отказы средств управления кровлей – 10,6 %. Такой высокий процент отказа забойного оборудования, объясняется изношенностью комбайна, скребкового конвейера и механизированной крепи. Из этого следует, что необходимо заменить оборудование новым механизированным комплексом. Работа участкового транспорта зависит от состояния транспортной цепочки, которая тоже находится в неудовлетворительном состоянии, а также от состояния горных выработок входящих в транспортную цепочку.

Довольно серьезные потери рабочего времени связаны с горно-эксплуатационными простоями – 14,57 %, в которые входят переход геологических нарушений 6,82 % и остановка ГТИ и работников ВТБ из-за нарушений ПБ – 4,95 %.

Для уменьшения простоев, повышения коэффициента машинного времени, а, следовательно, улучшения технико-экономических показателей работы лавы, добычного участка и в целом всей шахты в данном случае целесообразно принять следующие мероприятия: применить комбинированную с преобладанием признаков столбовой систему разработки, рациональный способ охраны выемочных выработок, упрочнение пород кровли в лаве при прохождении горно-геологических нарушений, заменить физически изношенные и морально устаревшие механизированный комплекс в очистном забое и ленточные конвейеры в транспортной цепочке.

Разнесенность в пространстве и во времени очистных и подготовительных работ при применении комбинированной с преобладанием признаков столбовой системы разработки позволяет исключить их взаимное влияние. Это даёт возможность, избавиться от простоев лавы из-за проходческих работ. В этом случае коэффициент машинного времени больше, чем при сплошной системе разработки.

Предлагаемый способ охраны выемочных выработок возведением литой полосы [2]

(см. рис.2) позволит повысить коэффициент машинного времени. Отличие данного способа охраны от шахтного заключается в том, что при используемом на шахте способе охраны выемочных выработок бутовой полосой лава простаивает из-за проведения буровзрывных работ в бутовом штреке, а при предлагаемом способе охраны при возведении охранного сооружения остановка лавы не требуется.

Упрочнение кровли в лавах при прохождении горно-геологических нарушений предотвратит вывалообразования кровли, позволит повысить коэффициент машинного времени за счет снижения потерь рабочего времени, связанных с горно-эксплуатационными простоями.

Анализ шахтной документации показал, что около 20 % площади кровли в лаве относится к ложной. Для таких условий наиболее актуальным способом упрочнения является химическое анкерование. При отказе от данного способа

упрочнения кровли происходит завал очистного забоя, вызывающий горно-эксплуатационные простои. Это влечет за собой снижение коэффициента машинного времени и добычи угля по участку и шахте в целом, и значительно снижает экономические показатели их работы.

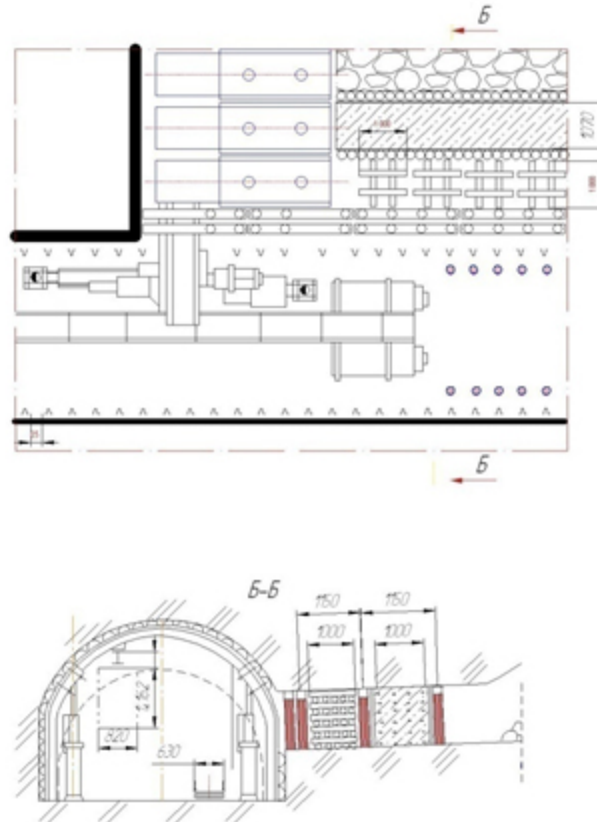


Рисунок 2 – Охрана выемочной выработки литой полосой из быстротвердеющего материала.

Замена физически изношенного механизированного комплекса позволит снизить потери рабочего времени, связанные с отказами забойного оборудования, что приводит к повышению коэффициента машинного времени, а, следовательно, и добычи.

Замена устаревшего оборудования в транспортной цепочке более новым оборудованием, приведет к снижению простоев участкового транспорта.

Предварительные расчеты показывают, что внедрение нового механизированного комплекса позволит снизить отказы забойного оборудования с 55,49 до 9 %, а замена изношенных ленточных конвейеров позволит снизить отказы участкового транспорта с 10,26 до 1 %. Анкерование кровли в лаве способствует снижению горно-эксплуатационных простоев с 14,57 до 3 %. Технологические простои не изменятся и составят 18,35 %. Организационные простои незначительны – 1,56 %. Тогда участковые простои уменьшатся от 100 % до 38,91 %.

Общее время работы и простоев за рассматриваемый период составляют 7800 часов.

Участковые простои уменьшаются с 4266,75 часов (100 %) до 1600 часов (38,91 %).

Время работы оборудования составит $7800-1660 = 6140$ часов. При этом коэффициент машинного времени равен 0,787.

Сменная нагрузка на лаву с применением мероприятий по повышению коэффициента машинного времени составит [3]

$$A_{см} = 360 \cdot 1,36 \cdot 0,787 = 385,4 \text{ т/см}$$

Нагрузка на очистной забой по производительности комбайна, при двух добычных сменах, составит 770 т/сут.

В шахтном варианте при среднем коэффициенте машинного времени равном 0,45, сменная нагрузка на лаву составляет 220 т/см, а суточная 440 т/см.

Ограничений по газовому фактору при прямоточной схеме проветривания выемочного участка с подсвежением исходящей струи воздуха практически нет [3].

Из выше приведенного можно сделать вывод, что для повышения коэффициента машинного времени и увеличения добычи угля из очистного забоя в рассматриваемых условиях необходимо выполнить целый комплекс указанных выше мероприятий.

Список использованной литературы

1. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин: Підручник для ВНЗ. Частина II / Д.В. Дорохов, В.І. Сивошін, О.С. Подтикалов. Під загальною редакцією Д.В.Дорохова. – 2-е вид., перероб., доповн., та перекл. – Донецьк: ДонНТУ, 2005. – 265с.

2. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222с.

3. Установление факторов, влияющих на нагрузку очистного забоя пласта k_6^n шахты В.И. Ленина ГП «Макеевуголь» / Самойлов В.Л., Рубан Я.И. // Совершенствование строительства шахт и подземных сооружений: материалы международной научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, организованной кафедрой «Строительство шахт и подземных сооружений» ДонНТУ. – 2012. – Вып. 18. – с.252-256.

Надійшла до редакції 01.04.2013

В.Л. САМОЙЛОВ, С.В. ПОДКОПАЄВ, Я.І. РУБАН
Донецький національний технічний університет, Донецьк

РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ПО ПІДВИЩЕННЮ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ З ОЧИСНОГО ВИБОЮ ПЛАСТУ k_6^n ШАХТИ ІМ.В.І. ДП “МАКІЇВВУГІЛЛЯ”

Розглянуті заходи по збільшенню коефіцієнту машинного часу, які впливають на видобуток вугілля з очисного вибою.

Ключові слова: видобуток вугілля з лави, коефіцієнт машинного часу, простої лави, система розробки, спосіб охорони виїмкових виробок, схема провітрювання добувної ділянки, зношення обладнання.

V.L. SAMOYLOV, S.V. PODKOPAYEV, Y.I. RUBAN
Donetsk National Technical University, Donetsk

DEVELOPMENT OF THE MEASURES TO LONGWALL COAL EXTRACT ENCREASING ON k_6^n COAL SEAM BY V.I. LENIN NAMED COAL MINE OF GP “MAKEYEVUGOL”

There is presents the measures to machine time ratio increasing, which influences to longwall coal extract.

Key words: longwall coal extract, machine time ratio, longwall waits, coal extracting system, extracting drifts stability preservation methods, mine section ventilation scheme.

УДК 666.9.015, 622.063.23

И.Г. САХНО (канд. техн. наук.)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ИЗМЕНЕНИЯ СКОРОСТИ ГИДРАТАЦИИ И ФАЗОВОГО СОСТОЯНИЯ САМОРАСШИРЯЮЩИХСЯ СМЕСЕЙ ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ПОЛЯ

В статье приведены результаты лабораторных исследований изменения скорости гидратации невзрывчатых разрушающих смесей на основе оксида кальция при воздействии на них электрического тока. Проведены исследования влияния напряжения на инициирование интенсификации работы смесей, а также интервала времени между приготовлением смеси и воздействием электричества на скорость гидратации и фазовое состояние продуктов расширения смеси. Обобщены результаты нескольких экспериментальных циклов, что позволило разработать способ разрушения горных пород.

Ключевые слова: невзрывчатые разрушающие смеси, саморасширение, гидратация, электричество, напряжение.

В современной отечественной и зарубежной практике накоплен большой опыт использования невзрывчатых разрушающих смесей (НРС) на основе оксида кальция. Применение НРС в промышленном строительстве связывают с ликвидацией бетонных несущих конструкций и фундаментов в работающих цехах и других объектах при их реконструкции [1], в дорожном строительстве – с разрушением асфальтобетонного покрытия [2] и др. Основными преимуществами невзрывного разрушения является отсутствие звукового эффекта, разлета частей разрушенного объекта, возможность разрушения вблизи работающего оборудования и людей без изменения технологического процесса. Перспективными направлениями применения НРС в условиях угольных шахт является их использование при проходке выработок, оконтуривании сопряжений, креплении выработок, восстановлении эксплуатационного сечения и др.

Важнейшей практической задачей применения НРС в условиях подземных горных выработок является управление временем разрушения пород. Управление скоростью гидратации в настоящее время осуществляют в основном за счет использовании химических добавок, имеющих экзотермическую реакцию с оксидом кальция, однако в этом случае ускорение реакции наблюдается сразу после приготовления смеси. Таким образом, приготовление одной порции смеси для заряжения большого количества шпуров является затруднительным. Так как во время заряжения НРС в шпур, в емкости с приготовленной смесью, реакция гидратации также протекает, что может привести к неуправляемому повышению скорости реакции и фазовому переходу НРС непосредственно в смесительной емкости или в негерметизированных шпурах в процессе заряжения. Это снижает производительность и безопасность работ и может способствовать возникновению аварийных ситуаций. Таким образом, возникает необходимость приготовления смеси малыми порциями, что повышает трудоемкость работ и время на заряжение шпуров. При этом обеспечение точности поочередного разрушения остается практически нерешенной задачей.

Поиск способа управления процессом гидратации НРС, для обеспечения необходимой очередности разрушения пород по линиям шпуров, который позволил бы сократить время разрушения пород в условиях подземных горных выработок, является важной научной задачей. При этом по постановке задачи важным моментом при практической реализации является приготовление НРС для всего необхо-

димого количества шпуров, их зарядание, и только после этого инициирование процесса разрушения в требуемом порядке.

Физической предпосылкой, позволяющей подойти к решению поставленной задачи, является установленная автором в лабораторных условиях особенность процесса гидратации НРС в электрическом поле.

Для изучения особенностей работы НРС под влиянием электрического тока были проведены лабораторные исследования, в которых через образец НРС цилиндрической формы с диаметром основания цилиндра 40мм и длиной 60мм, имитировавший фрагмент заряда в шпуре, пропускали ток различного напряжения. При этом фиксировали изменение температуры НРС с помощью электронных лабораторных термометров DM-9231A.

Эксперименты проводились в два этапа. На первом этапе образцы находились в свободном состоянии в воздушной среде, во втором - образцы помещали в теплоизолированную емкость с водой различной температуры, размеры которой определяли с помощью критерия теплопроводности Фурье.

Регулирование напряжения осуществляли в диапазоне 5-70В с помощью лабораторного автотрансформатора ЛАТР 2,5, который предназначен для плавного регулирования напряжения переменного тока частотой 50 или 60 Гц. Для защиты от короткого замыкания ЛАТР включали в сеть, которая защищена плавкими предохранителями с током плавкой вставки 10А. При повышении напряжения выше 70В в проводимых экспериментах, при расстоянии между электродами $l=6\text{см}$, перегорала плавкая вставка предохранителя. Схема экспериментальной установки приведена на рисунке 1.

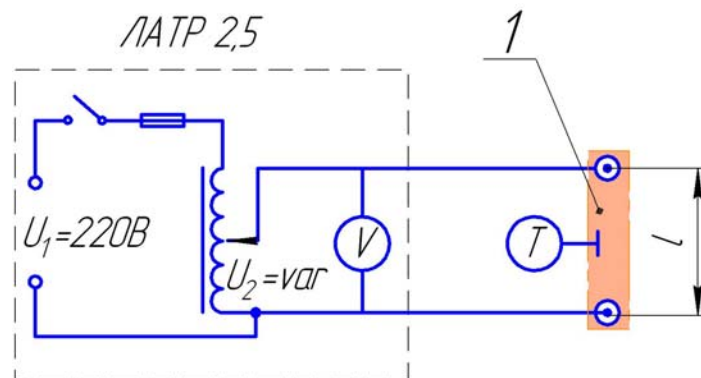


Рис. 1. Схема установки для исследования влияния электрического тока на скорость гидратации НРС
1 – образец НРС.

В результате проведения первого этапа эксперимента с образцами НРС в воздушной среде с температурой 25°C были получены графики изменения температуры смеси во времени при воздействии на образец электричества с различным напряжением (рис. 2). Базовым образцом для проведения сравнения был выбран образец НРС, через который ток не пропускали. Из графиков видно, что для всех образцов наблюдается рост скорости гидратации при воздействии на них электричества, по сравнению с базовым образцом. Повышение напряжения более 20В при расстоянии между электродами 6см приводит к ускорению реакции более чем в 10 раз. Напряжение 20 и более В приводит к срабатыванию смеси в течение 10мин и менее.

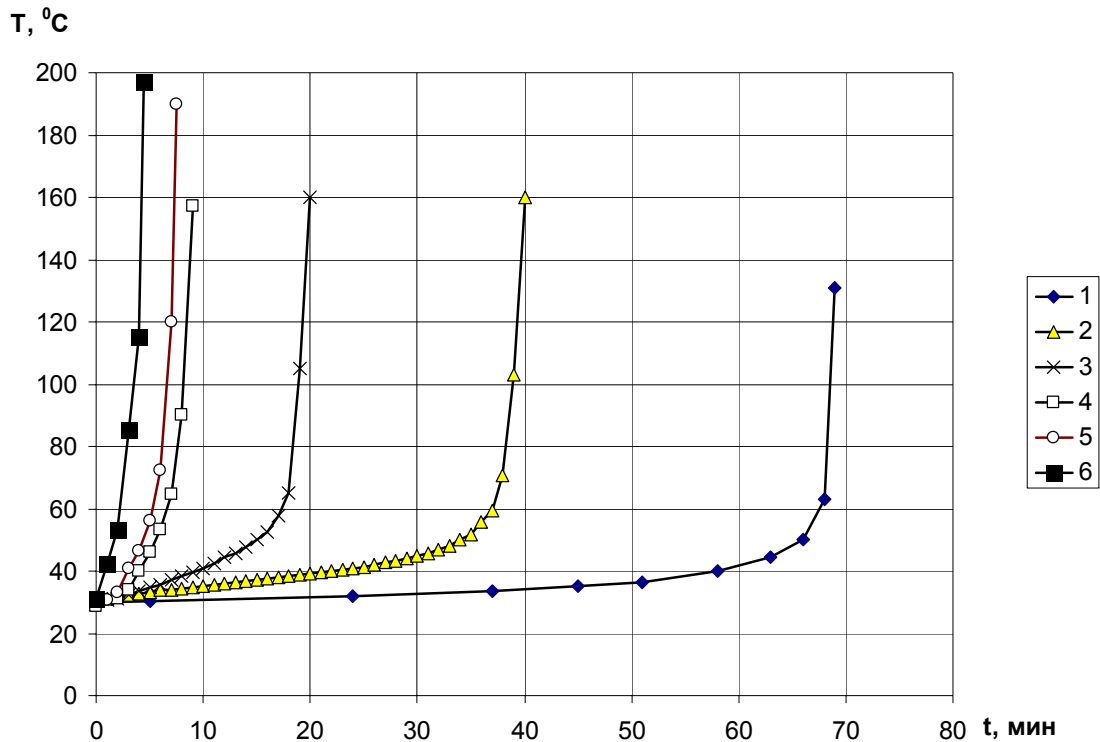


Рис. 2. Графіки изменения температуры смеси во времени при воздействии на образец электричества с напряжением
1 – 0В, 2 – 5В, 3 – 10В, 4 – 20В, 5 – 30В, 6 – 40В

Количественную оценку полученного эффекта ускорения реакции гидратации смеси предлагается проводить с помощью коэффициента ускорения, равного отношению времени протекания 1 и 2 стадий гидратации [3] для базового образца к аналогичному времени для образца, на который воздействует электрический ток (рис. 3). Полученные данные хорошо аппроксимируются экспоненциальной зависимостью $k_p = 1,237e^{0,0912U}$, с коэффициентом корреляции 0,987. Из полученных результатов видно, что при воздействии напряжения в диапазоне 5-60В скорость реакции повышается до 300 раз. Полученные результаты показали принципиальную возможность управления скоростью гидратации НРС воздействием электрического тока. Таким образом, было установлено, что с помощью электричества можно инициировать интенсификацию работы НРС.

Задачей второго этапа исследований было определение закономерностей протекания процесса в термокинетических условиях, характерных для горных пород в подземных горных выработках в режиме реального времени при инициировании ускорения реакции с заданным интервалом. При этом одновременно фиксировали изменение температуры смеси и увеличение ее объема. Исследования проводили при воздействии на образцы напряжения 5-70В. Результаты, полученные при напряжении 30В, представлены на рисунках 4, 5.

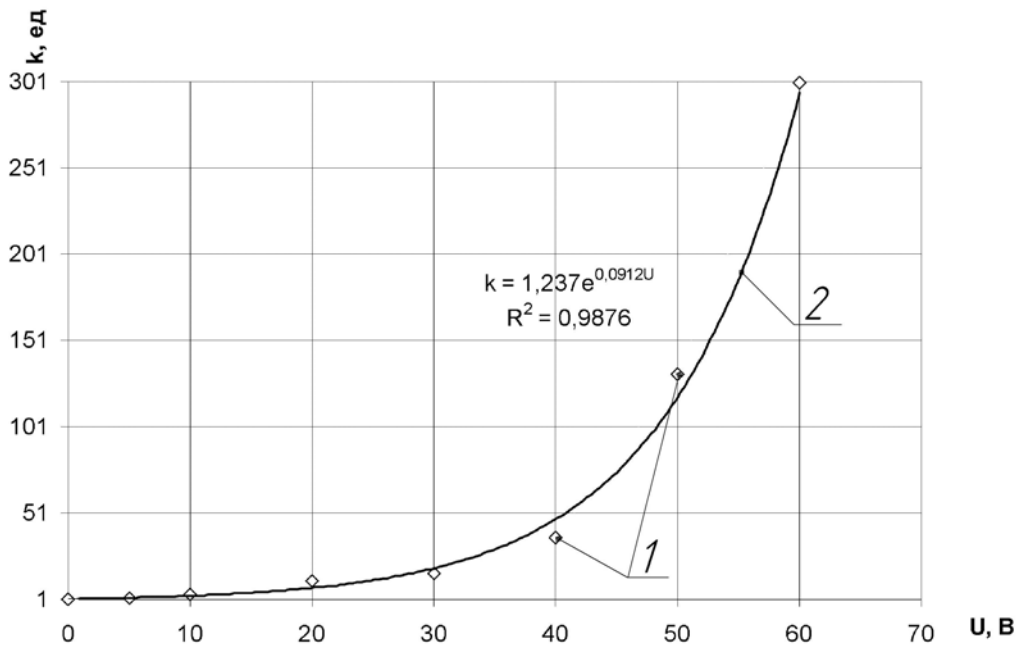


Рис. 3 - График зависимости коэффициента ускорения гидратации НРС k , ед от величины электрического напряжения U , В.
1 – экспериментальные данные; 2 – корреляционная кривая.

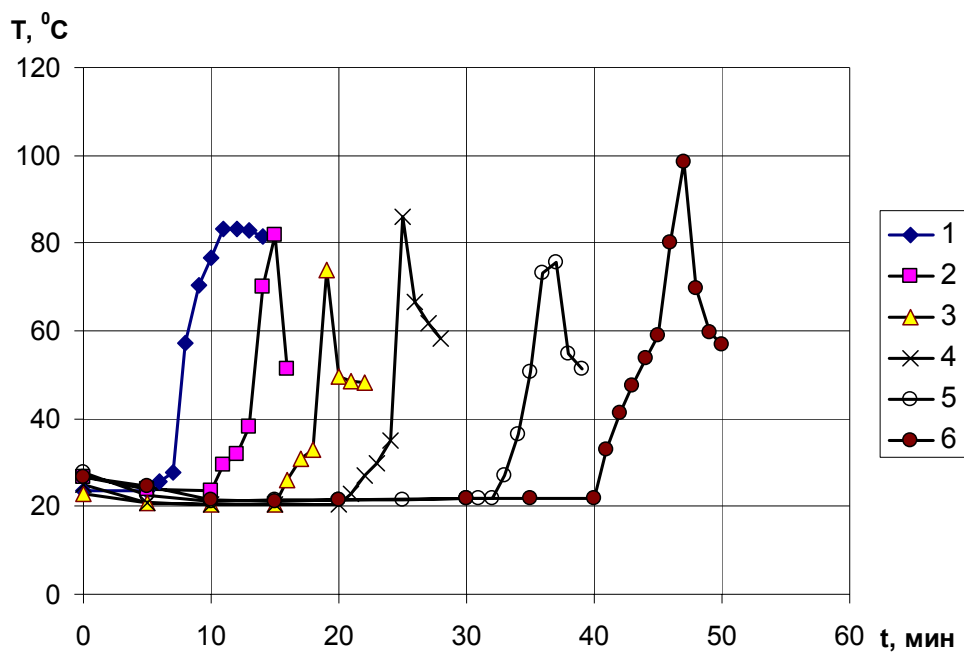


Рис. 4. Графики изменения температуры смеси во времени при воздействии на образец электричества с напряжением 30В через:
1 – 5 мин, 2 – 10 мин; 3 – 15 мин; 4 – 20 мин, 5 – 30 мин; 6 – 40 мин после приготовления

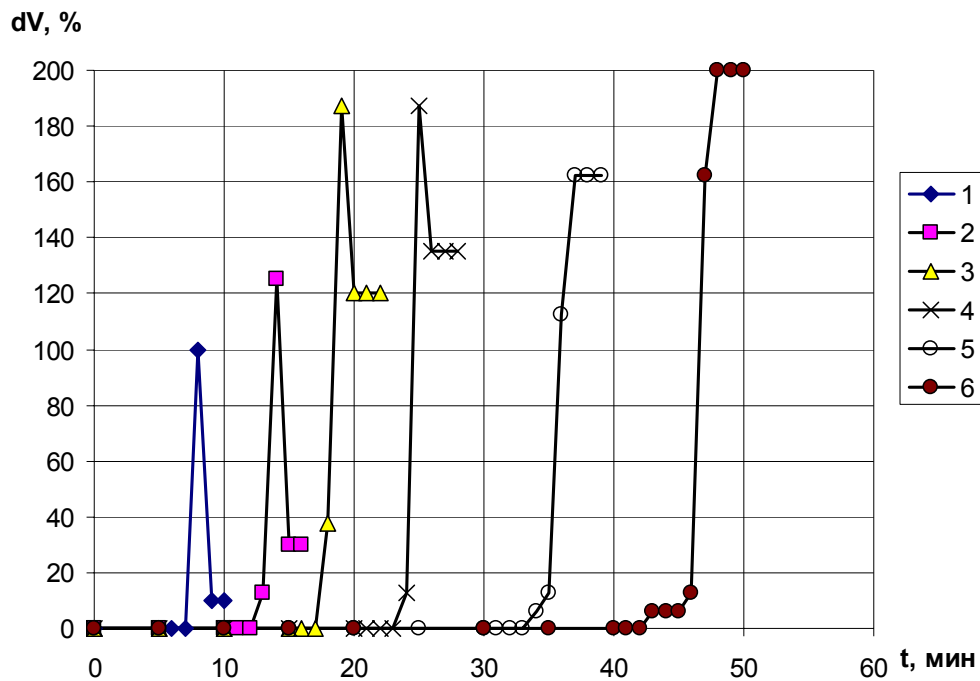


Рис. 5. Графіки зміни об'єму суміші в часі при впливі електричності з напругою 30В через:

1 – 5 мин, 2 – 10 мин; 3 – 15 мин; 4 – 20 мин, 5 – 30 мин;
6 – 40 мин після її приготування.

Полученные результаты позволили установить, что увеличение интервала времени между приготовлением смеси и воздействием электричества приводит к изменению динамики роста температуры смеси, и фазового состояния продуктов расширения. Так при времени иницирования 5 минут происходит непродолжительный рост температуры в течение 2 минут, а при достижении температурой отметки 30°C наблюдается скачок, характеризующий переход на третью стадию гидратации смеси, и сопровождающийся выделением большого количества пара, что приводит к росту объема образца на 100%. После охлаждения и конденсации пара объем продуктов расширения уменьшается до объема твердой фазы и составляет 10%. В то время как при времени иницирования 40 минут, рост температуры до ее скачка происходит в течение 6 минут, при этом скачок наблюдается при достижении температурой отметки 60°C . Объем смеси после расширения увеличился на 200%, при этом пар не выделялся и объем остался постоянным после охлаждения образца.

Анализ графиков показывает, что увеличение времени иницирования ускорения реакции с помощью электричества приводит к увеличению доли твердой фазы продуктов расширения и росту коэффициента объемного расширения. График зависимости отношения объемного увеличения твердой фазы НРС $dV_{\text{тв}}, \%$, к общему объемному расширению смеси $dV, \%$, после воздействия электричества с напряжением 30В, от времени иницирования $t, \text{ мин}$, приведен на рисунке 6. При времени иницирования более 30 минут для напряжения 30В парогазовые продукты не выделяются. Соответственно, это время является минимально необходимым для избегания провоцирования произвольного выброса смеси. Рост доли твердой фазы при расширении смеси в диапазоне иницирования 0-30 минут происходит

по зависимости близкой к линейной, и может быть аппроксимирован с коэффициентом корреляции 0,95 зависимостью вида $dV_{\text{ТВ}}/dV = 3,70t - 5,23$. Уменьшение количества парогазовых выделений при увеличении времени иницирования объясняется переходом химически несвязанной воды в структурно связанное состояние в молекулах гидроксида кальция. При увеличении времени иницирования t наблюдается увеличение времени перехода на третью стадию гидратации НРС, характеризующуюся скачком роста температуры и объема смеси, после воздействия электричества.

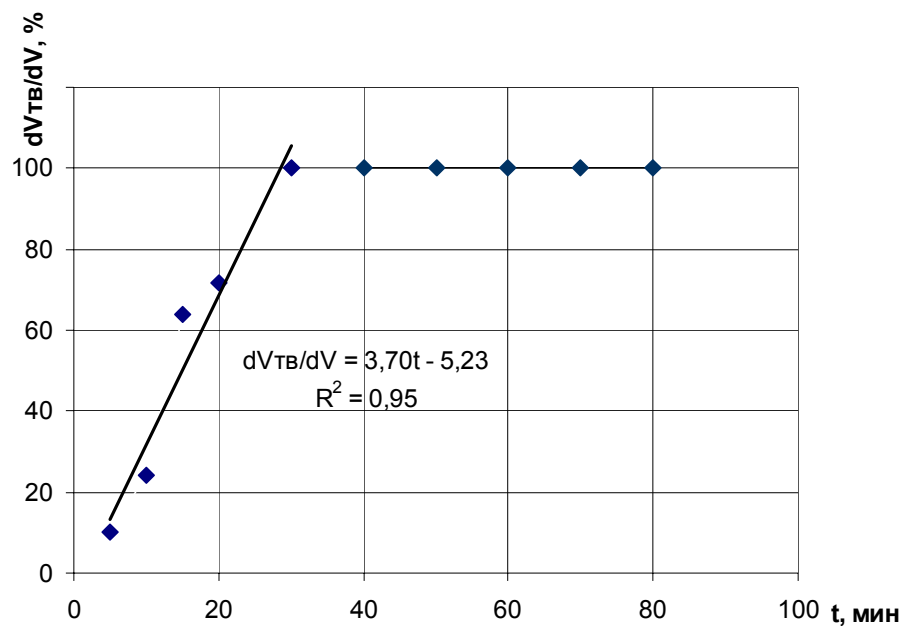


Рис. 6. График зависимости отношения объемного увеличения твердой фазы НРС к общему увеличению объема смеси $dV_{\text{ТВ}}/dV$, %, после воздействия электричества, от времени иницирования t , мин.

Выводы. Таким образом, проведенные исследования позволили выявить особенности работы НРС при воздействии электрического тока. Было установлено, что с помощью электричества можно иницировать интенсификацию работы НРС. Так при воздействии на образец НРС напряжения в диапазоне 5-60В, при расстоянии между электродами 6см, скорость реакции повышается до 300 раз. Получен коэффициент ускорения реакции, который хорошо аппроксимируется экспоненциальной зависимостью $k_p = 1,237e^{0,0912U}$. Исследовано влияние интервала времени между приготовлением смеси и воздействием электричества. Лабораторные эксперименты позволили установить, что рост времени иницирования приводит к изменению динамики роста температуры смеси и фазового состояния продуктов расширения. При этом увеличение времени иницирования ускорения реакции с помощью электричества приводит к увеличению доли твердой фазы продуктов расширения и росту коэффициента объемного расширения. Рост доли твердой фазы при расширении смеси в диапазоне иницирования 0-30 минут происходит по зависимости близкой к линейной и может быть аппроксимирован с коэффициентом корреляции 0,95 зависимостью вида $dV_{\text{ТВ}}/dV = 3,70t - 5,23$. А при времени иницирования более 30 минут газообразная фаза продуктов расширения не образуется.

Проведенные исследования позволили разработать и запатентовать способ разрушения горных пород [4].

Список использованной литературы

1. Галкин В.В. Невзрывной способ разрушения строительных конструкций при реконструкции зданий / В.В.Галкин, А. Г. Потапов // Монтажные и специальные работы в строительстве. – 1983. - № 6.- С. 21-22.
2. Заявка 57-119850, Япония, МКИ В 02 С 19/18, Е 04 С 23/08. Композиция для разрушения бетона, дорожного покрытия и т.п. / Нисихара Акио, Мива Мотому, Тада Сюити; Асахи дэнка коге к.к. № 56-5779 заявл. 16.01.81., опубл. 26.07.82.
3. Касьян Н.Н. Обоснование методов управления скоростью роста распорно-компрессионных характеристик невзрывчатых разрушающих веществ / Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно, Я.О. Шуляк / Вісті Донецького гірничого інституту. – 2010. – №2. – С. 209-219.
4. Пат. вин. № 100780, МПК(2006.01) E21C 37/18 Спосіб руйнування гірських порід / І.Г. Сахно, М.М. Касьян (Україна). – а2011 05599; заявл. 04.05.2011, опубл. 25.01.2013, бюл. № 2. – 4с.:ил.

Надійшла до редакції 26.03.2013

І.Г. Сахно
Донецький національний технічний університет, Донецьк

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗМІНИ ШВИДКОСТІ ГІДРАТАЦІЇ І ФАЗОВОГО СТАНУ СУМІШЕЙ, ЩО САМОРАСШИРЮЮТЬСЯ, ПРИ ВПЛИВІ ЕЛЕКТРИЧНОГО ПОЛЯ

У статті наведені результати лабораторних досліджень зміни швидкості гідратації невибухових руйнівних сумішей на основі оксиду кальцію при дії на них електричного струму. Проведені дослідження впливу напруги на ініціацію інтенсифікації роботи сумішей. А також інтервалу часу між приготуванням суміші і дією електрики на швидкість гідратації і фазовий стан продуктів розширення суміші. Узагальнено результати декількох експериментальних циклів, що дозволило розробити спосіб руйнування гірських порід.

Ключові слова: невибухові руйнівні суміші, саморозширення, гідратація, електрика, напруга

I.G. Sahnо
Donetsk National Technical University, Donetsk

LABORATORY RESEARCHES OF CHANGE SPEED OF HYDRATATION AND PHASE STATE OF SELF-BROADENING MIXTURES AT INFLUENCE OF ELECTRIC PAUL

The results of laboratory studies of changes in hydration rate depleting non-explosive mixtures based on calcium oxide when exposed to an electric current. Studied the effects of stress on the initiation of work intensification mixtures. As well as the time interval between the preparation of the mixture and the influence of electricity on the rate of hydration and the phase state of the products expansion mixture. The results of several experimental cycles, which allowed the development of a way to rock failure.

Keywords: inexplusive destroying matters, self-expansion, hydration, electricity, voltage

УДК 622.831.322

Г.П. СТАРИКОВ (д-р техн. наук, проф.)

О.Г. ХУДОЛЕЙ (канд. техн. наук)

Е.А. НАВКА (асп.)

Институт физики горных процессов НАН Украины, г.Донецк

Д.В. ПИЛЮГИН

ГВУЗ «Национальный горный университет» (НГУ), г.Днепропетровск

ПЕРСПЕКТИВЫ ОТРАБОТКИ ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

В работе рассмотрены особенности влияния глубины разработки на выбросы угля и газа. Приведен и проанализирован статистический материал по внезапным выбросам угля и газа за последние 60 лет. Определены перспективы отработки выбросоопасных угольных пластов на больших глубинах.

Ключевые слова: добыча угля, выброс угля и газа, гипотеза, анализ, исследования, прогноз.

На сегодняшний день горные работы в Донбассе достигли глубин 1100-1400 м, и объективной реальностью является усложнение условий отработки пластов с позиции безопасности ведения работ. Учитывая неизбежность подземной разработки угольных месторождений, ухудшение их горно-геологических условий и рост нагрузок приобретает высокую актуальность проблема оценки степени влияния глубины отработки на газодинамическую активность выбросоопасных угольных пластов в очистных и подготовительных забоях.

Вопрос о влиянии глубины разработки на потенциальную выбросоопасность рассматривался, в разное время, в работах как отечественных, так и иностранных ученых [1-8, 15, 16, 21]. Проблема эта анализировалась и изучалась с различных позиций, для решения различных задач, разными подходами и методами, поэтому и результаты этих работ не имеют однозначных выводов.

Большая группа работ, содержащих анализ статистического материала о проявлениях ГДЯ на различных глубинах, обосновывает прямую зависимости потенциальной выбросоопасности от глубины разработки. Впервые, в отечественной науке оценка влияния глубины разработки на проявление потенциальной выбросоопасности была предпринята проф.Л.Н.Быковым [9]. Данная оценка производилась на основании опыта отработки шахтопластов Центрального района Донбасса. В работе были проанализированы сведения о ГДЯ по трем шахтам, происшедшие не менее чем на двух горизонтах [9], и был сделан вывод о том, что увеличение глубины ведения горных работ приводит к интенсификации ГДЯ.

Также на примере работы шахт Центрального Донбасса И.М.Яровой приходит к выводу, что выбросоопасность увеличивается по мере увеличения глубины ведения работ [10]. Этот вывод был сделан в конце сороковых годов прошлого века. Однако в работе было отмечено, что число шахт на которых происходили внезапные выбросы угля и газа возрастало лишь при увеличении глубины ведения горных работ с 205 до 555 м, а увеличение глубины ведения горных работ до 640 м не привело к увеличению таких шахт.

В 50 – е годы вопрос о влиянии глубины разработки на проявления потенциальной выбросоопасности был рассмотрен Я.Э.Некрасовским, который пришел к выводу о том, что переход очистных работ на более глубокие горизонты увеличивает количество шахтопластов, подверженных внезапным выбросам угля и газа, и к интенсификации ГДЯ [11].

Анализ влияния увеличения глубины разработки на частоту и интенсивность внезапных выбросов, происшедших на шахтах семи трестов комбината Донецку-

голь за 15 лет на глубинах 250 – 1000 м был проведен М.А.Моисеевым и А.П.Буренко [12]. К однозначным выводам проведенный анализ опять таки не приводит. График, приведенный в работе [12] свидетельствует о более или менее стабильном ее росте до глубины примерно 750 м, резком снижении на глубинах 750 – 920 м и последующем росте на глубине 1000 м.

По данным ведения горных работ на самой глубокой шахте Центрального района Донбасса «Кочегарка» ПО Артемуголь, И.Г.Балюк делает вывод о росте выбросоопасности шахтопластов с увеличением глубины разработки, но из приведенных в статье данных этого не следует [13]. Подтверждается это следующими фактами, приведенными в [13]. При работе на горизонте 470 – 555 м произошло 7 выбросов угля и газа; на гор.555 – 640 м 28 выбросов; гор.640 – 750 м 10 выбросов; гор.750 – 860 м 5 выбросов угля и газа.

Изучение вопроса о влиянии глубины разработки на потенциальную выбросоопасность не ограничивалось лишь условиями Донбасса. Так на примере работы шахт Воркутинского месторождения А.А.Борисенко делает вывод о возрастании средней интенсивности выбросов при увеличении глубины разработки с 300 – 400 м до 500 – 600 м в 16 раз, а увеличение числа выбросов отнесенное к 1000 м проходки – в 21 раз [14].

В это же время к данному вопросу было привлечено внимание иностранных горных специалистов. Анализ фактических данных о проявлении выбросоопасности на шахтах «Печбаня» и «Сабольч», проведенный венгерскими учеными, привел к выводу о том, что частота выбросов с увеличением глубины разработки возрастает, а затем при достижении некоторой глубины уменьшается [15]. В работе немецких ученых [16] анализируются выбросы угля и газа на шахтах земли Северная Рейн – Вестфалия, и делается заключение о росте их числа с увеличением глубины разработки.

Авторы статьи [17] анализируя данные о выбросах угля и газа в Донбассе с учетом количества разрабатываемых пластов во времени и по глубине их залегания, делают вывод о том, что нет оснований предполагать снижение выбросоопасности на глубинах 1000 – 1200 м.

Наряду с данным положением еще в начале семидесятых годов впервые была высказана идея уменьшения силы и частоты внезапных выбросов угля и газа на больших глубинах [18,19], достоверность которой доказывалась данными опыта разработки выбросоопасных шахтопластов Центрального района Донбасса.

В 1973 году был проведен анализ обширного статистического материала по выбросам угля и газа в Донбассе за 60 лет, который позволил установить авторам [20] общее уменьшение количества выбросов угля и газа начиная с глубины 750 м.

Возвращаясь к опыту разработки Воркутинского месторождения нельзя не отметить работу В.Р.Бартоша, в которой отмечается, что, начиная с 1963 г. частота внезапных выбросов и их сила, на шахтах данного месторождения, резко снижается, несмотря на увеличение глубины разработки и числа выбросоопасных шахтопластов [21].

Выполненный за период с 1953 по 1985 гг. анализ изменения по мере увеличения глубины ведения горных работ числа выбросоопасных шахтопластов [22,23]; количества забоев в которых применялись специальные способы предотвращения ГДЯ, и количества выбросов показал, что общее количество выбросов и забоев в которых применялись способы предотвращения выбросов, начиная с 1970 – 1971 гг. уменьшалось.

Анализ применения объемов и структуры применявшихся противовыбросных мероприятий в различные периоды времени [24], но уже с учетом данных за

1986 – 1992 гг. позволил констатировать снижение как общего числа забоев, в которых они применялись, так и объемов применения специальных способов предотвращения выбросов при росте объемов применения мероприятий, повышающих безопасность ведения горных работ.

Исследования, выполненные в середине восьмидесятых годов [23] позволили сделать принципиальный вывод о том, что на глубинах разработки более 800 м на шахтах Донбасса выбросоопасность не интенсифицируется, а перераспределяется между шахтопластами, представленными различной степенью метаморфизма.

Естественно, что невозможно провести и подвергнуть тщательному анализу все работы, посвященные данному вопросу, но, проведя их краткий обзор, становится понятным основные направления его решения.

Следует отметить, что выдвинутая гипотеза об уменьшения силы и частоты внезапных выбросов угля и газа на больших глубинах [18,19], рассматривала изменение выбросоопасности только призабойной части пласта, и для своего обоснования включала анализ статистического материала, а также аналитические и экспериментальные исследования.

Так как в обосновании гипотезы использовались статистические данные о произошедших внезапных выбросах за период с 1953 по 1986 гг., в 2009 году были проведены дополнительные статистические исследования по некоторым аспектам отмеченной гипотезы. При проведении исследований было рассмотрено 2245 случаев внезапных выбросов угля и газа за период с 1953 по 2006 гг., исключая ГДЯ при сотрясательном взрывании [25]. Анализу также не подвергались случаи ГДЯ по которым отсутствовали точные данные о горно-геологических и горно-технических условиях отработки пластов.

Одним из результатов проведенного анализа является статистическая зависимость представленная на рис.1.

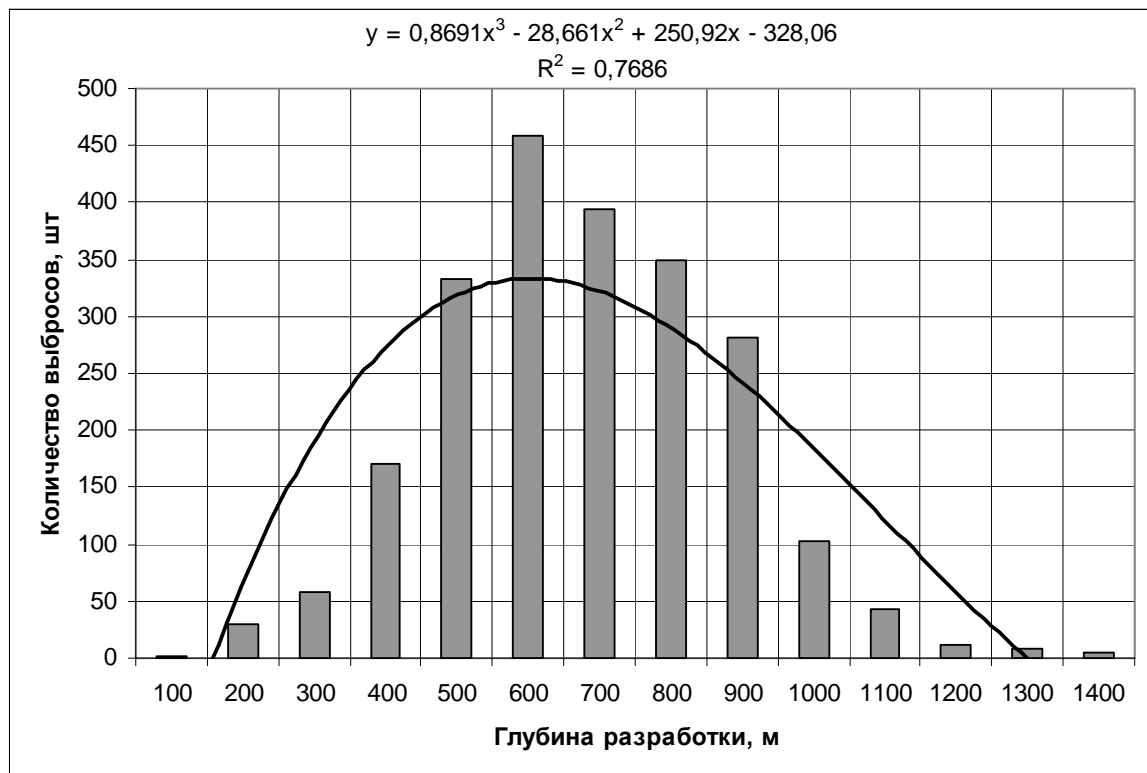


Рис. 1. Изменение количества внезапных выбросов в зависимости от глубины ведения горных работ

Изучая суть вопроса, выдвигая и обосновывая основные гипотезы, на наш взгляд, необходимо было бы обратить более пристальное внимание на то, что изучение изменения выбросоопасности целесообразно проводить в согласовании с основным производственным процессом при добыче угля – выемки угля, т.е. основное внимание уделить на призабойную часть угольного пласта.

Для подтверждения данного положения за соответствующий период (1953-2006 гг.) были проанализированы случаи выбросов угля и газа по местам их возникновения и предшествующим им технологическим процессам.

Таблица 1 – Выбросы угля и газа на пологих и наклонных пластах (за период с 1953 по 2006 гг. без учета БВР в режиме сотрясательного взрывания)

ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ	Количество выбросов
Подрубка угля врубмашиной	22
Выемка угля ОМ, обушком	100
Выемка угля комбайном	192
Выемка угля широкозахватным комбайном (>1м)	72
Выемка угля стругом	527
Выемка угля скреперостругом	5
Бурение шпуров, скважин, выбуривание пласта, разбуривание	69
ИТОГО	987
ПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ	
Выемка угля ОМ, обушком	88
Выемка угля комбайном	40
Взрывание шпуров по углю	3
Взрывание шпуров по породе	7
Бурение шпуров, скважин, выбуривание пласта, разбуривание	28
ИТОГО	166
Другие виды работ (ВВ по породе, уборка угля и породы, крепление, зачистка, крепление, нагнетание воды, гидроотжим, самовскрытие, погрузка угля после сотрясательного взрывания и т.п.)	83
ВСЕГО	1236

Таблица 2 – Выбросы угля и газа на крутонаклонных и крутых пластах (за период с 1953 по 2006 гг. без учета БВР в режиме сотрясательного взрывания)

ОЧИСТНЫЕ РАБОТЫ	Количество выбросов
Выемка угля ОМ, обушком	329
Выемка угля комбайном	82
Выемка угля конвееростругом	109
Выемка угля щитовым агрегатом	3
Бурение шпуров, скважин, выбуривание пласта, разбуривание	33
ИТОГО	556

ПРОХОДЧЕСКИЕ РАБОТЫ	
Выемка угля ОМ, обушком	236
Выемка угля комбайном	3
Вскрытие пласта	7
Разбор угля/породы после сотрясательного ВЗ	13
Взрывание шпуров по породе	7
Бурение шпуров, скважин, выбуривание пласта, разбуривание	89
ИТОГО	355
Другие (разборка породы, крепление забоя, перекрепление, работы не проводились, крепление массива, спуск комбайна, гидроотжим, нагнетание воды, обрушение кровли и т.п.)	90
ВСЕГО	1001

Формирование условий потенциальной выбросоопасности и ее основные факторы безусловно интересны и полезны с научной точки зрения, но с практической точки зрения, с позиции безопасности ведения выемочных работ, наиболее актуальными являются процессы приводящие к проявлению выбросоопасности именно в зоне работы людей и механизмов при выемке угля.

Проведя анализ случаев внезапных выбросов угля и газа в привязке к технологическим процессам особого внимания заслуживает факт соотношения количества выбросов при комбайновой и струговой выемках в лавах пологих и наклонных пластов (Табл.1)

Особенности струговой выемки, применяемой на шахтах Донбасса общеизвестны, но они, особенно организационно, в отдельных случаях недостаточно учитываются при разработке выбросоопасных пластов.

Тонкая полоска угля (сантиметры) вынимается (строгается) достаточно быстро. И если при выемке первой, второй, n – ой полос перераспределение упругих напряжений происходит практически мгновенно, то их дегазация столь мгновенно не происходит. Очередная $n + 1$ полоса угля до уровня дегазации, необходимой для предотвращения внезапного выброса, не достигается. Данное обстоятельство еще более усугубляет технологическая реальность искривления линии очистного забоя. Решение по учету влияния этих факторов на безопасную выемку в лавах оборудованных струговыми установками найдено не было. Его заменила безлюдная выемка, что и обусловило значительное число выбросов в лавах при струговой выемке [25, 26].

Из мировой практики известно, что при выемке угля узкозахватными комбайнами в лавах пологих пластов мощностью более примерно 1,6 – 1,8м, в том числе и на шахтах Донбасса, внезапные выбросы происходят крайне редко, и обусловлены они, как правило, наличием геологических нарушений. Экспериментально, в частности на шахте № 21-бис ПО «Макеевуголь» [27], было доказано, что данный факт имеет место это из-за того, что выемка угля производится в зоне отжима [27,28], глубина которого при увеличении глубины разработки и мощности пластов увеличивается.

Вышеотмеченное положение хорошо иллюстрируется графиками анализа статистического материала по случаям внезапных выбросов угля и газа за отмеченный период времени.

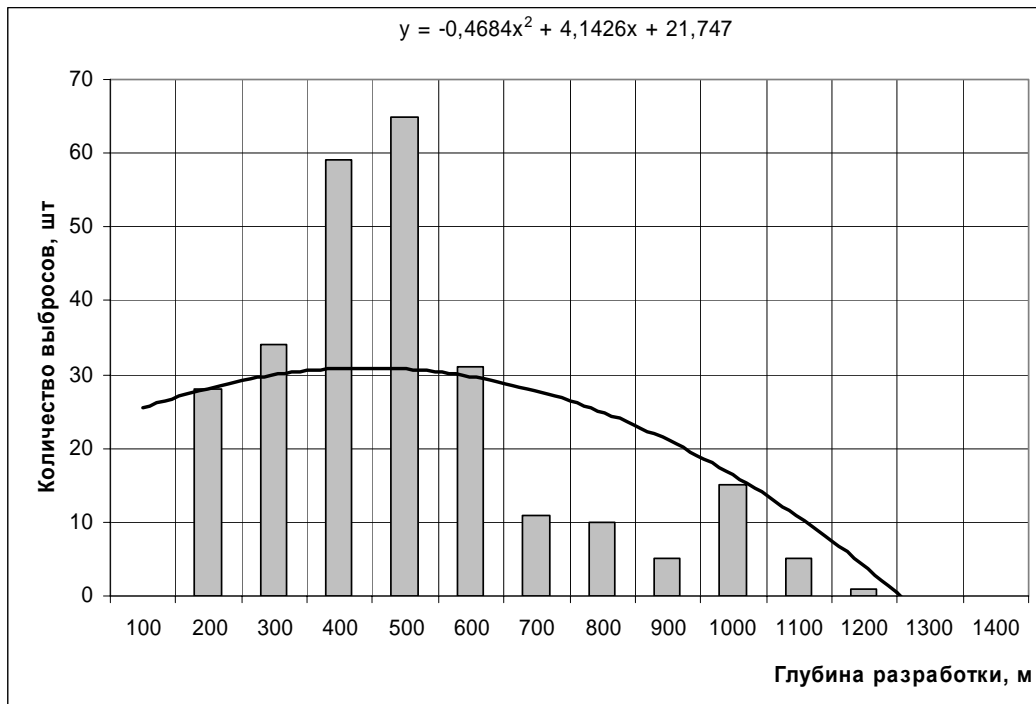


Рис. 2. Изменение количества внезапных выбросов угля и газа в зависимости от глубины разработки (при выемке угля узкозахватными и широкозахватными комбайнами (264 случая) на пластах пологого и наклонного залегания)

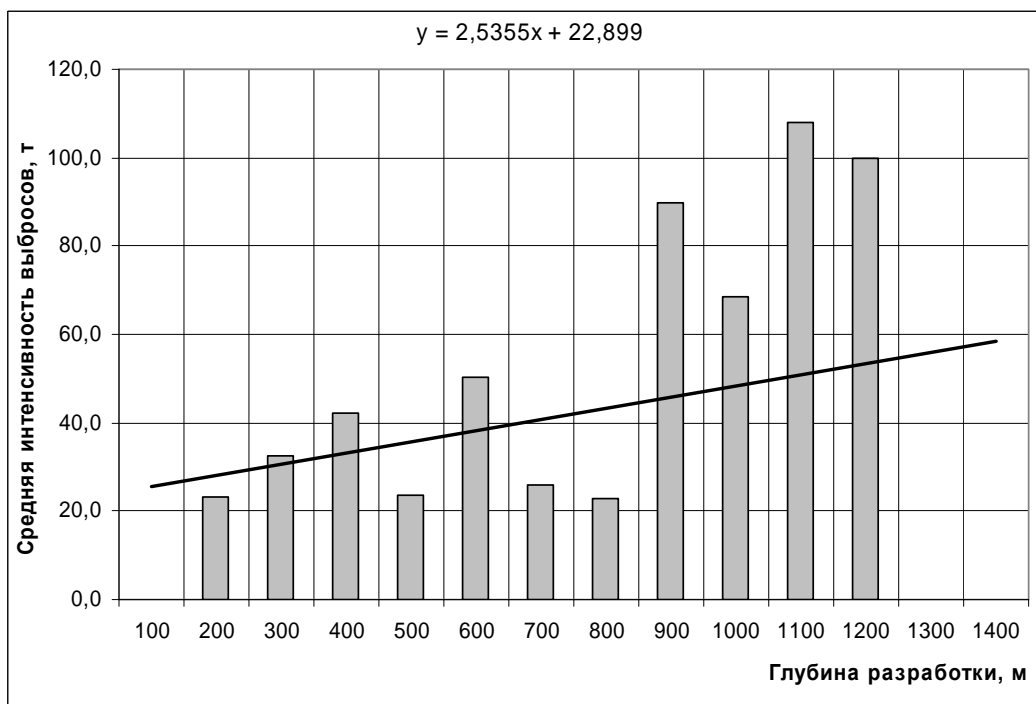


Рис. 3. Изменение средней интенсивности внезапных выбросов угля и газа в зависимости от глубины разработки (при выемке угля узкозахватными и широкозахватными комбайнами (264 случая) на пластах пологого и наклонного залегания)

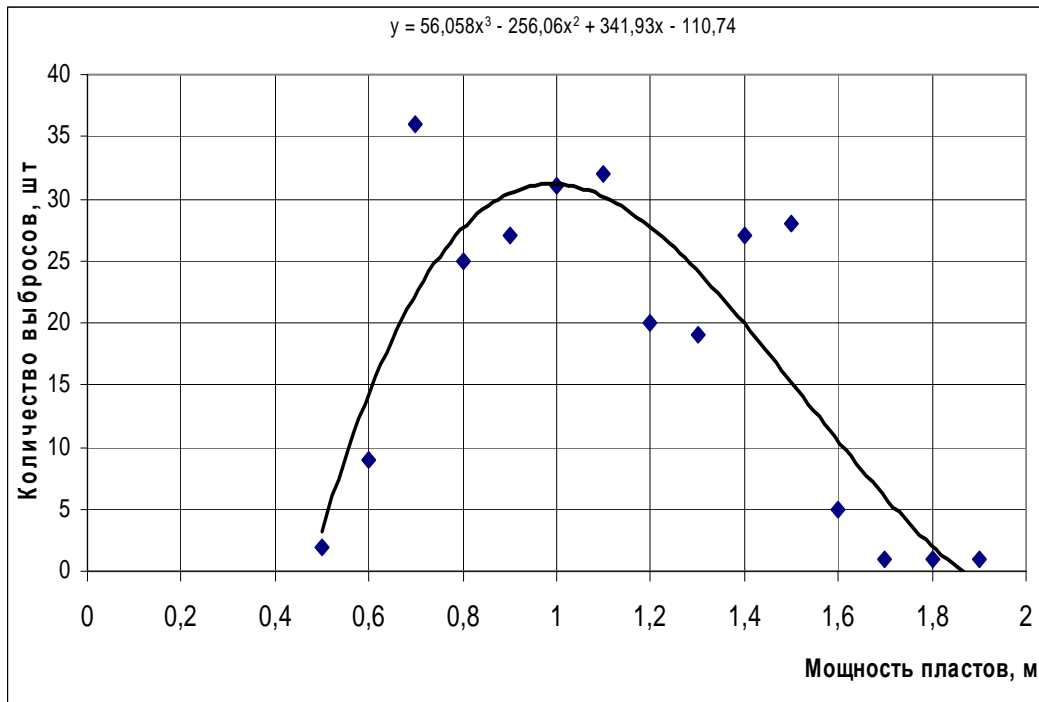


Рис. 4. Изменение количества внезапных выбросов угля и газа в зависимости от увеличения мощности разрабатываемых выбросоопасных пластов (при выемке угля узкозахватными и широкозахватными комбайнами (264 случая) на пластах пологого и наклонного залегания)

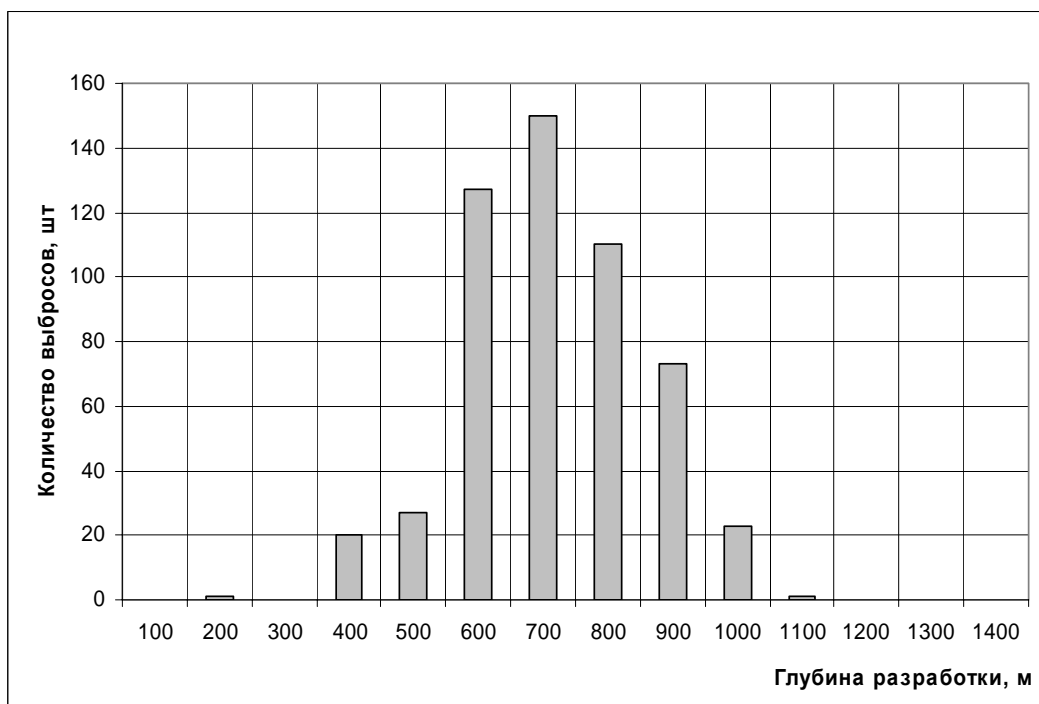


Рис. 5. Изменение количества внезапных выбросов угля и газа в зависимости от глубины разработки (при выемке угля стругом и скреперостругом (532 случая) на пластах пологого и наклонного залегания)

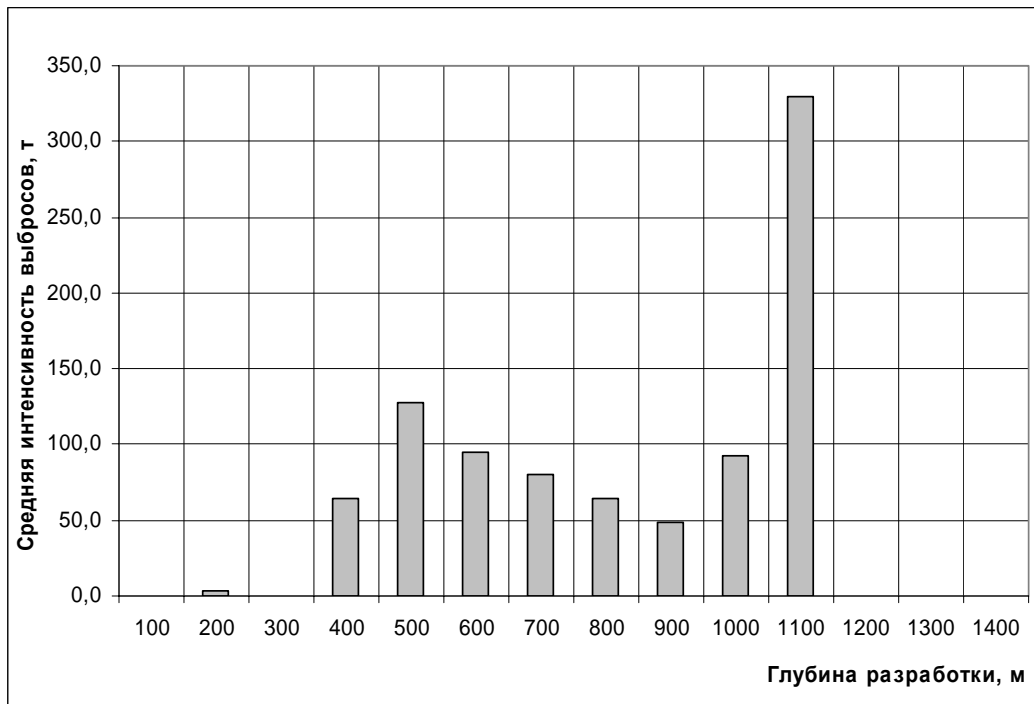


Рис. 6. Изменение средней интенсивности внезапных выбросов угля и газа в зависимости от глубины разработки (при выемке угля стругом и скреперостругом (532 случая) на пластах пологого и наклонного залегания)

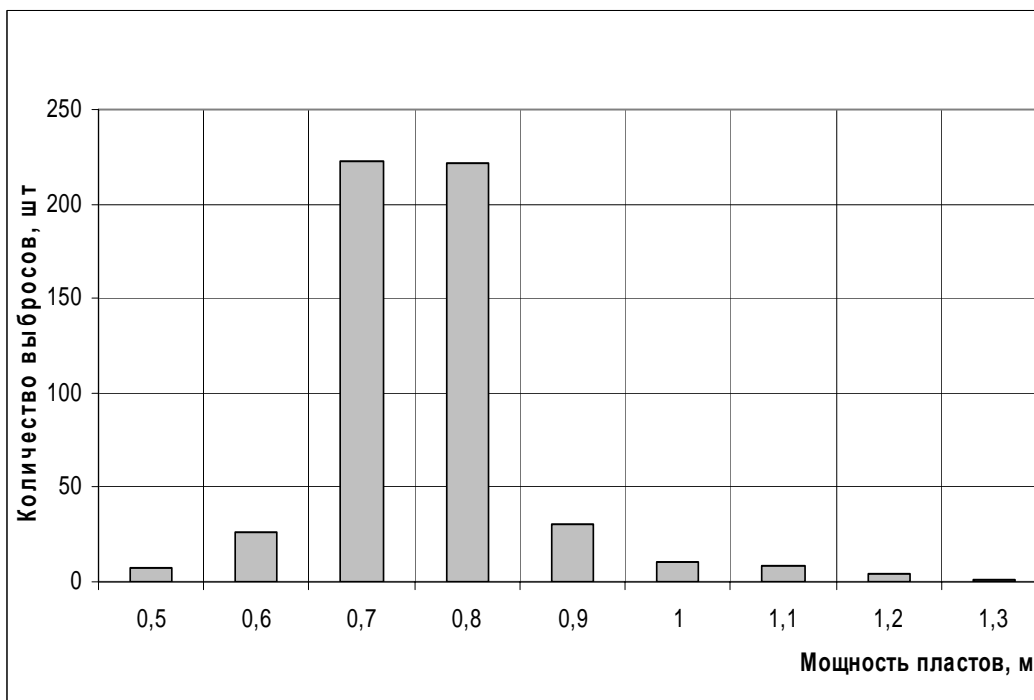


Рис. 7. Изменение количества внезапных выбросов угля и газа в зависимости от увеличения мощности разрабатываемых выбросоопасных пластов (при выемке угля стругом и скреперостругом (532 случая) на пластах пологого и наклонного залегания)

На сегодняшний день, распространено мнение об интенсификации ГДЯ при увеличении глубины ведения горных работ (более 800 м) и о том, что уже на глу-

бине 1000 м все шахтопласты станут выбросоопасными, не подтверждается ни опытом разработки шахтопластов на больших глубинах шахт Донбасса, ни результатами исследований проводимых по данному вопросу. Данный вывод имеет большое значение при рассмотрении перспектив разработки глубоких горизонтов Донбасса.

Список использованной литературы

1. Материалы совещания по внезапным выбросам угля и газа. – М. – Л.: Углетехиздат, 1952. – 244 с.
2. Научные исследования в области борьбы с внезапными выбросами угля и газа / Материалы научно-технической конференции по борьбе с внезапными выбросами угля и газа. Ноябрь, 1955, г.Сталино.– М.: Углетехиздат, 1958. – 460 с.
3. Борьба с внезапными выбросами в угольных шахтах / Сборник трудов научно – технического совещания. Декабрь, 1960, г.Донецк. – М.: Углетехиздат, 1962. – 604 с.
4. Бобров И.В. Борьба с внезапными выбросами угля и газа / И.В. Бобров, Р.М. Кричевский. – Киев: Техника, 1964. – 328 с.
5. Внезапные выбросы в угольных шахтах / Сборник трудов V Всесоюзного научно – технического совещания по борьбе с внезапными выбросами угля и газа. – М.: Недра, 1970. – 456 с.
6. Пимоненко Л.И. Исследование влияния глубины залегания, мощности и метаморфизма на выбросоопасность угольных пластов Центрального района. – В кн.: Внезапные выбросы на больших глубинах / Л.И.Пимоненко, О.Д. Стасенко, Г.М. Стосвас. – Киев: Наук.думка, 1979. – С. 117 – 125.
7. Чернов О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И. Чернов, В.Н. Пузырев. – М.: Недра, 1979. – 296 с.
8. Ольховиченко А.Е. Прогноз выбросоопасности в глубоких шахтах Донбасса / А.Е. Ольховиченко, Я.Н. Бойко, Ю.А. Зеленский. – Безопасность труда в промышленности, 1981. – №1. – С. 45 – 46.
9. Быков Л.Н. Теория внезапных выделений газов в шахтах и основные меры борьбы с ними (Центральный район Донбасса). – В кн.: Проблемы борьбы с рудничным газом и каменноугольной пылью / Л.Н. Быков. – М.: ОНТИ, 1934. – т.1. – С. 7 – 41.
10. Яровой И.М. Руководство по разработке пластов, опасных по выбросам угля и газа / И.М.Яровой. – М.: Углетехиздат, 1949. – 167 с.
11. Некрасовский Я.Э. Разработка пластов, подверженных внезапным выбросам угля и газа / Я.Э.Некрасовский. – М. – Х.: Углетехиздат, 1951. – 222 с.
12. Моисеев М.А. Влияние глубины разработки на частоту и интенсивность внезапных выбросов угля и газа. – В сб.: техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело, Сб. 5(23), ЦНИЭИ-уголь / М.А. Моисеев, А.П. Буренко. – М.: Недра, 1969. – С. 38 – 39.
13. Балюк И.Г. отработка защитных пластов на глубоких горизонтах шахты №1-5 «Кочегарка». – В сб.: технология добычи угля подземным способом. Сб.3(39) / И.Г. Балюк. – М.: ЦНИЭИуголь, 1970. – №6. – С. 69 – 70.
14. Борисенко А.А. Совершенствование мер борьбы с внезапными выбросами угля и газа на шахтах Воркутинского месторождения. – В кн.: Внезапные выбросы в угольных шахтах. / Сборник трудов V Всесоюзного научно – технического совещания по борьбе с внезапными выбросами угля и газа / А.А.Борисенко. – М.: Недра, 1970. – С. 126 – 148.
15. Ковач Ф. Повторяемость внезапных выбросов газа в угольных шахтах в зависимости от глубины разработки. / Экспресс – информация «Угольная промышленность» / Ф.Ковач. – М.: 1973. – №46. – С. 16 – 24.
16. Пальм К. Возникновение и формы проявления внезапных выбросов газов / К. Пальм, Ф.Меннекинг. – Глюкауф, 1977. – №10 – С. 5 – 13.
17. Недвига С.Н. Изменение выбросоопасности угольных пластов с увеличением глубины их разработки / С.Н. Недвига, В.Н. Зверев, В.С. Фита. – Уголь Украины, 1976. – №7. – С. 42 – 44.
18. Степанович Г.Я. К вопросу о выбросоопасности угольных пластов на больших глубинах / Г.Я. Степанович, В.И.Николин, В.Н. Недосекин. – Безопасность труда в промышленности, 1970. – №6. – С. 27 – 28.
19. Степанович Г.Я. Газодинамические явления при подготовке глубоких горизонтов / Г.Я. Степанович, В.И.Николин, Б.А. Лысиков. – Донецк: Донбасс, 1970. – 112 с.
20. Вереда В.С. К вопросу о возможных причинах выбросов угля, газа и пород в Донецком бассейне. – В.сб.: Вопросы теории выбросов угля, породы и газа / В.С. Вереда, Б.А. Юрченко. – Киев: Наукова думка, 1973. – С. 301 – 308.

21. Бартош В.Р. Борьба с внезапными выбросами на шахтах комбината Воркутауголь. – В кн.: Внезапные выбросы в угольных шахтах / Сборник трудов V Всесоюзного научно – технического совещания по борьбе с внезапными выбросами угля и газа / В.Р. Бартош. – М.: Недра, 1970. – С. 177 – 181.
22. Ткач В.Я. Влияние глубины на проявление потенциальной выбросоопасности / В.Я. Ткач, Б.Н. Онопчук, В.В. Николин. – Уголь Украины. – 1981. – №5. – С. 33 – 34.
23. Бобров А.И. Изменение степени выбросоопасности шахтопластов на глубине более 800 м / А.И. Бобров, В.В. Николин. – Уголь Украины. – 1986. – №2. – С. 37 – 39.
24. Забигайло В.Е. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность / В.Е. Забигайло, В.И. Николин. – Киев: Наук.думка, 1990. – 168 с.
25. Волошин Н.Е. Выбросы угля, породы в шахтах Донбасса в 1906 – 2007 гг. (Справочник) / Н.Е. Волошин, Л.А. Вайнштейн, А.М. Брюханов. – Донецк: СПД Дмитренко, 2008. – 920 с.
26. Николин В.И. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений / В.И. Николин, М.П. Васильчук. – Липецк: Роскомпечать, 1977. – 496 с.
27. Николин В.И. Борьба с выбросами угля и газа в шахтах / В.И. Николин, И.И. Балинченко, А.А. Симонов. – М.: Недра. – 1981. – 304 с.
28. Снижение травматизма от проявлений горного давления / В.И.Николин, С.В. Подкопаев, А.В.Агафонов. – Донецк: Норд – Пресс. – 2005. – 332 с.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Список использованной литературы

Г.П. Стариков, О.Г. Худолей, С.А. Навка, Д.В. Пілюгін

ПЕРСПЕКТИВИ ВІДРОБКИ ВИКИДОНЕБЕЗПЕЧНИХ ВУГІЛЬНИХ ПЛАСТІВ НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

У роботі розглянута гіпотеза впливу глибини розробки на викиди вугілля і газу. Приведений і проаналізований статистичний матеріал по раптових викидах вугілля і газу, що сталися, за останні 60 років. Визначені перспективи відробітку викидонебезпечних вугільних пластів на великих глибинах.

Ключові слова: видобуток вугілля, викид вугілля й газу, гіпотеза, аналіз, дослідження, прогноз

G.P.Starikov, O.G.Khudoliei, E.A.Navka, D.V.Pilugin

PROSPECTS OF WORKING OFF OUTBURST COAL OUTBURST SEAMAT GREAT DEPTHS

A hypothesis is in-process considered about influence of depth of development on the extras of coal and gas. Statistical material over is brought and analyzed about the happening sudden extras of coal and gas for the last 60. The prospects of working off outburst-prone coal beds are certain on no-bottoms.

Key words: coal mining, surge of coal and gas, hypothesis, analysis, studies, forecast

УДК 622.272

М.І. СТУПНІК

ОРГАНІЗАЦІЙНО-МЕТОДИЧНІ ПОЛОЖЕННЯ РОЗРОБКИ ЕФЕКТИВНИХ СХЕМ РОЗКРИТТЯ РОДОВИЩ НА ШАХТАХ КРИВБАСУ КОНЦЕНТРАЦІЙНИМИ ГОРИЗОНТАМИ

В роботі вдосконалено організаційно-методичні положення та розроблено інноваційні схеми підземного розкриття та підготовки родовищ залізних руд в умовах Криворізького басейну з застосуванням концентраційних горизонтів.

Ключові слова: організаційно-методичні положення, родовища, шахта, розкриття, концентраційні горизонти.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Існуючі схеми розкриття вертикальними скіпо-клітьовими стволами з поверхні до глибини 1500 м і способи підготовки крутоспадних і похилих потужних рудних родовищ на рудниках Криворізького басейну практично вичерпали технологічні та підйомні можливості. Це знайшло своє відображення в невідповідності між термінами розкриття та підготовки нових горизонтів і термінами відпрацювання запасів руди на експлуатаційних горизонтах; у великих об'ємах гірничокапітальних робіт, які приходяться на 1 т підготовлених запасів; у збільшенні собівартості видобутку 1 т руди.

Аналіз досліджень і публікацій. Поглиблення діючих вертикальних рудопідйомних стволів і реконструкція підйомних установок потребують значних капітальних вкладень, які в 1,5-3 рази [1] перевищують первісні витрати на придбання і монтаж підйомних установок. Світова практика відпрацювання дуже глибоких родовищ засвідчує застосування ступінчастих схем розкриття в різних варіантах з відповідними параметрами розміщення основних та допоміжних розкривних виробок.

Постановка завдання. Метою роботи є вдосконалення організаційно-методичних положень та розробка інноваційних схем підземного розкриття та підготовки родовищ залізних руд в умовах Криворізького басейну з застосуванням концентраційних горизонтів.

Викладення матеріалу та результати. У Криворізькому залізорудному басейні немає досвіду розкриття і відпрацювання багатих залізних руд на глибинах понад 1500м. Тому вже зараз назріла нагальна необхідність пошуків, дослідження, обґрунтування і впровадження раціональних способів і схем розкриття та підготовки глибоких горизонтів (1500-2500 м), які здатні забезпечити ефективну технологію видобутку руди, невисоку собівартість при мінімальних питомих капітальних вкладеннях.

Світова практика відпрацювання дуже глибоких родовищ засвідчує застосування ступінчастих схем розкриття в різних варіантах з відповідними параметрами розміщення основних та допоміжних розкривних виробок.

В умовах Криворізького басейну розкриття та відпрацювання рудних родовищ на глибинах 1500-2000 м і більше можливо здійснити за двома варіантами.

Варіант перший – збільшення глибини I-го ступеня шляхом подальшого поглиблення основних скіпових рудопідйомних і допоміжних клітьових стволів до глибини 2000 м (тобто до максимально можливої глибини підйому сучасних бага-

токанатних підйомних установок) і заміни діючих скіпових установок на більш продуктивні з більшою глибиною підйому.

Однак при цьому треба враховувати, що будь-яка реконструкція діючої шахти пов'язана з тривалою зупинкою її, порушенням технології виробництва на спряжених підприємствах; при системах з підповерховим обваленням руди відбувається злежування відбитої руди, посилення гірського тиску на кріплення, завал виробок тощо. У процесі реконструкції з'являється проблема працевлаштування значної частини кваліфікованих робітників, зв'язана із зупиненими виробничими процесами.

При прямому розкритті рудних покладів вертикальними рудопідйомними стволами глибиною до 1800-2000 м, обладнаних багатоканатними установками зі скіпами вантажопідйомністю 50 т, збільшення глибини розробки призводить до зменшення їхньої продуктивності (рис. 1).

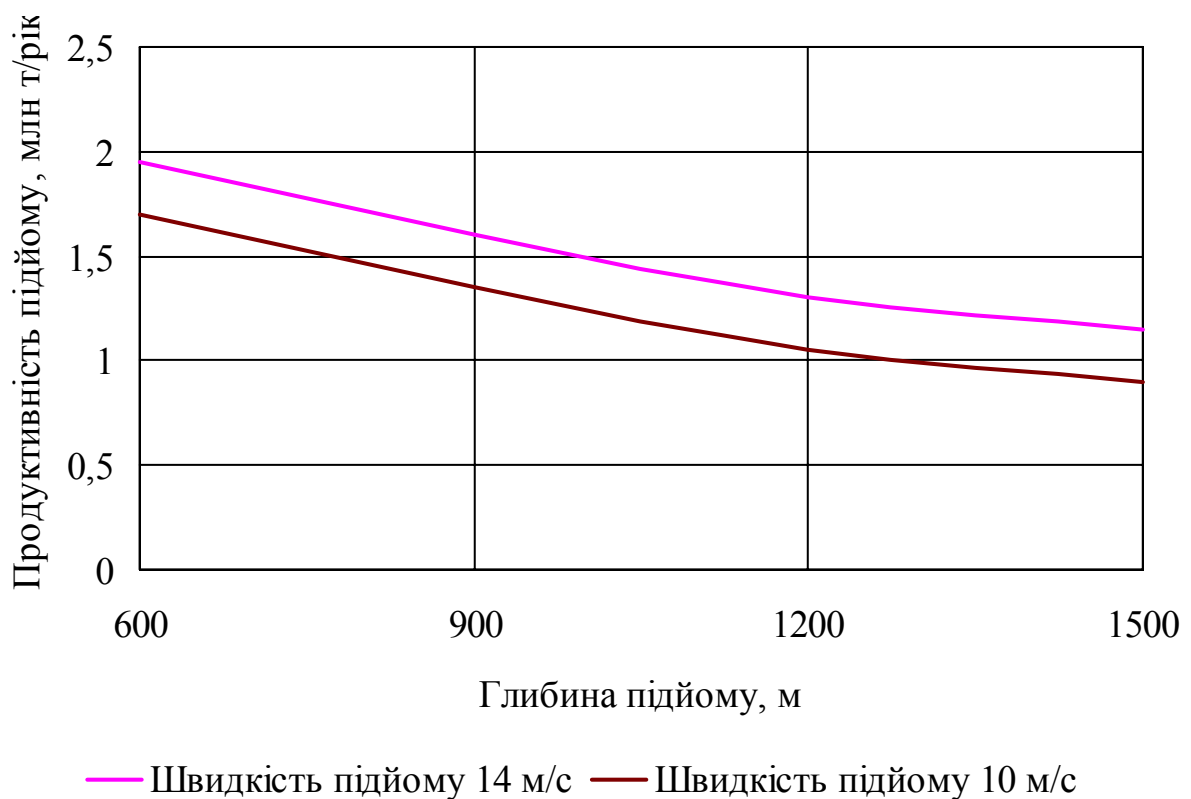


Рис. 1. Зміна продуктивності багатоканатних підйомних установок у залежності від глибини розробки

Світовий досвід розкриття та розробки крутоспадних і похилих потужних рудних родовищ засвідчує, що пряме одноступінчасте розкриття вертикальними рудопідйомними стволами і поверховими квершлагами слід застосовувати тільки при розповсюдженні родовищ на глибину 1700-1800 м.

Ураховуючи вищевикладене, перший варіант розкриття глибоких горизонтів на шахтах Кривбасу, який передбачає подальше поглиблення рудопідйомних та допоміжних стволів до 1800-1900 м і реконструкцію діючих підйомних установок, слід вважати як вимушений в конкретних гірничотехнічних умовах розробки горизонтів на глибинах 1500-2000 м. Реконструкції можна уникати при застосуванні ступінчастого розкриття глибоких горизонтів.

Варіант другий – перехід на II-й ступінь розкриття і підготовки рудних покладів концентраційними горизонтами з глибини 1400-1500 м.

Основні переваги розкриття концентраційними горизонтами та фактори, які визначають доцільність застосування переходу на II-й ступінь розкриття родовищ полягають у наступному:

1. Складність застосування прямого розкриття горизонтів на глибинах 1500-2000 м, яке передбачає подальше поглиблення вертикальних рудопідйомних та допоміжних стволів, дороговартісну реконструкцію підйомних установок і проведення довгих (2300-2500 м) квершлагів на концентраційних горизонтах.

2. Тривалий термін (до 3 років) проведення довгих двоколійних транспортних квершлагів негативно впливає на своєчасне забезпечення шахти розкритими запасами, що призводить до порушення ритму роботи підприємства.

3. Перехід на II-й ступінь розкриття забезпечує меншу довжину шляху руху свіжого потоку повітря до рудних покладів по неохолодженим виробкам.

4. Велика гранична глибина розповсюдження рудних родовищ (2500 м і більше на шахтах центральної та північної групи) сприяє застосуванню ступінчастого розкриття і розробки.

5. На горизонті переходу на II-й ступінь розкриття можливо створити резервні ємкості у розмірі двох-трьохзмінного видобутку шахти.

В умовах конкретної шахти оптимальний горизонт переходу на II-й ступінь розкриття повинен бути погодженим із загальною схемою розкриття родовища, відмітками горизонтів, термінами вводу їх в експлуатацію, які забезпечують нормальні умови роботи шахти. При виборі раціонального горизонту переходу необхідно проаналізувати наступні фактори:

1. Спосіб розкриття рудного родовища (вертикальними або похилими рудопідйомними стволами).

2. Схеми розкриття глибоких горизонтів (проста поверхова, здвоєними горизонтами, концентраційними горизонтами), при чому горизонт переходу повинен збігатися з основним транспортним або концентраційним горизонтом.

3. Форма рудного родовища і геометричні параметри шахтного поля (довжина, ширина, глибина розповсюдження і кут падіння), які визначають величину запасів руди і кількість ступенів розкриття та розробки родовища.

4. Гранична глибина розробки родовища.

5. Характер розподілу запасів руди в поверхах II-го ступеня, який може вплинути на вибір горизонту переходу.

6. Граничні і підйомні можливості шахти. Ці два фактори для поверхів II-го ступеня повинні розглядатися разом. У більшості випадків на горизонті переходу (концентраційному горизонті) є можливість створювати резервні ємкості для руди за рахунок реконструкції дробильно-бункерного комплексу.

7. Довжина головного транспортного квершлага на горизонтах і час його проведення.

8. Фізико-механічні властивості вмщуючих порід і величина гірського тиску на горизонтах розміщення камер підйомних машин сліпих стволів II-го ступеня розкриття.

9. Термін виконання робіт по комплексу виробок і камер переходу на II-й ступінь розкриття.

10. Економічна ефективність вибраного варіанту. Вона визначається капітальними витратами, собівартістю видобутку 1 т руди, величиною питомих приведених витрат і річним економічним ефектом.

Визначення оптимальної глибини горизонту переходу на II-й ступінь розкриття рудного родовища здійснюється шляхом порівняння конкуруючих варіантів розкриття за прийнятими критеріями економічної оцінки їх. Основним критерієм оцінки капітальних вкладень та експлуатаційних витрат є питомі приведені витрати. Цей критерій є сумою капітальних вкладень і поточних експлуатаційних витрат, приведених до однієї розмірності на підставі нормативного коефіцієнта вкладень.

Величина питомих приведених витрат визначається за формулою:

$$B_{np.n} = C_{\delta} + E_n \cdot k_n, \text{ грн/т,}$$

де C_{δ} – шахтна собівартість видобутку 1 т руди, грн;

E_n – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень, $E_n = 0,1$;

$k_n = \frac{K}{A}$ – питомі капітальні вкладення на 1 т річного видобутку, грн;

K – сума капітальних вкладень на розкриття глибоких горизонтів, грн;

A – виробнича потужність рудника, т/рік.

Теорія та практика проектування підземних рудників показують, що коли змінюється виробнича потужність, змінюється також C_{δ} і k_n .

При визначенні загальної суми капітальних вкладень на розкриття глибоких горизонтів ураховуються наступні групи витрат:

- вартість гірничокапітальних виробок, камер і споруд;
- вартість та монтаж енергомеханічного обладнання;
- експлуатаційні витрати на обслуговування та ремонт енергомеханічного обладнання.

Загальна структурна формула визначення капітальних витрат за періодами будівництва та експлуатації горизонтів розкриття має вигляд:

$$K_{np.} = \sum K_{n_i} (1 + E_{n,np})^{t_{\delta} - t_i} + \sum \frac{K_{\delta j} + C_{\delta j}}{(1 + E_{n,np})^j},$$

де $\sum K_{n_i} (1 + E_{n,np})^{t_{\delta} - t_i}$ – сума першочергових вкладень, зроблених у першому періоді – до початку введення в експлуатацію концентраційного (основного) горизонту і приведених до року t_{δ} , грн;

K_{n_i} – капітальні вкладення, зроблені в i -му році першого періоду ($i = 1, 2, \dots, n$), грн;

$E_{n,np}$ – нормативний коефіцієнт приведення різночасових витрат до одного моменту часу, $E_{n,np} = 0,08$;

t_{δ} – тривалість гірничокапітальних робіт до введення в експлуатацію концентраційного (основного) горизонту, років;

t_i – i -й рік капітальних вкладень у першому періоді ($t_i < t_{\delta}$);

$\sum \frac{K_{\delta j} + C_{\delta j}}{(1 + E_{n,np})^j}$ – сума капітальних вкладень, зроблених у другому періоді –

вкладення майбутніх років після введення в експлуатацію концентраційного (основного) горизонту і приведених до року t_{δ} , грн;

$K_{\delta j}$ – капітальні вкладення, зроблені в j -му році другого періоду – після введення в експлуатацію концентраційного (основного) горизонту ($j = 1, 2, \dots, m$), грн;

$C_{\delta j}$ – експлуатаційні витрати на обслуговування та ремонт енергомеханічного обладнання в j -му році другого періоду, грн.

Капітальні вкладення першого і другого періодів визначаються за формулами

$$\sum K_{n_i} \cdot (1 + E_{n_{np}})^{t_6 - t_i} = \sum (K_{n_{ек}} + K_{n_{ем}}) (1 + E_{n_{np}})^{t_6 - t_i}, \text{ грн,}$$

$$\sum \frac{K_{\partial j}}{e_{\partial j}} = \sum \frac{K_{\partial_{екрс}} + K_{\partial_{емoj}}}{(1 + E_{n_{np}})^{t_6 - t_i}}, \text{ грн,}$$

де $K_{n_{ек}}$ і $K_{n_{ем}}$ – витрати першого періоду відповідно на гірничокапітальні роботи і електромеханічне обладнання, грн;

$K_{\partial_{екрс}}$ і $K_{\partial_{емoj}}$ – витрати другого періоду відповідно на гірничокапітальні роботи і електромеханічне обладнання, грн.

З урахуванням приведених формул розробляють розвернуту економіко-математичну модель, для розв'язання якої потрібно мати кількісні геометричні, вартісні та емпіричні показники.

При виконанні техніко-економічних розрахунків з метою визначення питомих приведених витрат приймають $K = K_{np}$, де K і K_{np} – відповідно сумарні капітальні вкладення, зроблені за один рік і приведені капітальні вкладення, зроблені за n років і приведені до року закінчення гірничокапітальних робіт першого періоду, грн.

Вартість проведення гірничокапітальних виробок, камер, дробильно-бункерних комплексів, капітальних рудоспусків можна визначити за емпіричною формулою І.М.Лебедева [2] в залежності від глибини проведення гірничих робіт H_p , продуктивність праці Π з урахування відповідних емпіричних коефіцієнтів

$$C_i = K_1 + K_2 H + \frac{K_3}{\Pi} + K_4 \frac{H}{\Pi}, \text{ грн/м}^3,$$

де K_1, K_2, K_3, K_4 – емпіричні коефіцієнти, які встановлюються дослідним шляхом, або приймаються за даними практики відповідного рудника (шахти).

Експлуатаційні витрати, пов'язані з обслуговуванням, ремонтом обладнання, з витратами енергії, матеріалів тощо, а також амортизаційні відрахування слід приймати за даними практики або розраховувати за емпіричними формулами згідно з діючими нормативними документами.

Шахтну експлуатаційну вартість видобутку 1 т руди слід приймати за даними практики даного рудника (шахти) з можливою екстраполяцією даного показника для більш глибоких горизонтів за умови її постійного збільшення.

Виробничу потужність шахти приймають за даними практики конкретної шахти з можливою екстраполяцією для більш глибоких горизонтів за умови її постійного зменшення.

Висновки. Запропонована вдосконалена методика визначення найбільш ефективних схем розкриття родовищ багатих залізних руд на глибоких горизонтах шахт Кривбасу з застосуванням концентраційних горизонтів.

Список використаної літератури

1. Стариков Н.А. Вскрытие рудных месторождений – 2-е перераб. и дополн. изд./ Н.А.Стариков// Свердловск: Metallurgizdat, 1997. – 171 с.
2. Starikov N.A. Autopsy ore deposits - 2nd rev. and enlarged. ed. / N.A.Starikov // Sverdlovsk: Metallurgy, 1997. - 171 p.

3. Титов В.Д. Вскрытие рудных месторождений. / В.Д.Титов // М.: Госгортехиздат, 1991. – 286 с.
4. Titov V.D. Vskrytie ore deposits. / V.D.Titov // Moscow: Gosgortekhzdat, 1991. - 286 p.

Надійшла до редакції 01.04.2013

Н.И. Ступник

ОРГАНИЗАЦИОННО-МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ЭФФЕКТИВНЫХ СХЕМ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ШАХТАХ КРИВБАССА КОНЦЕНТРАЦИОННЫМИ ГОРИЗОНТАМИ

В работе усовершенствованы организационно-методические положения, касающиеся разработки эффективных схем вскрытия месторождений богатых железных руд концентрационными горизонтами на глубоких горизонтах шахт Кривбасса.

Ключевые слова: организационно-методические положения, месторождения, шахта, вскрытие, концентрационные горизонты.

M.I. Stupnik

ORGANIZATIONALLY-METHODICAL STATUTES OF DEVELOPMENT OF EFFECTIVE CHARTS OF DISSECTION OF DEPOSITS ON MINES OF KRIVBASS BY CONCENTRATION HORIZONS

The work to improve the institutional and methodological provisions for the development of effective schemes of opening deposits of rich iron ore horizons concentration at deep levels mines Krivbass.

Keywords: organizational and methodological provision, deposits, mine opening, concentration horizons.

УДК 622.734.001.57

И.В. ТАРАБАЕВА (ст. преподаватель)

Донецкий национальный технический университет, Донецк

АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ СУШКИ ОБОГАЩЕННОГО УГЛЯ

Рассматривается задача разработки структуры и принципов функционирования системы автоматизированного проектирования технологических схем сушки обогащенного угля. В основу математического обеспечения системы положена детерминированная математическая модель процесса сушки в виде системы уравнений математической физики.

Ключевые слова: процесс, технология, математическая модель, структура, алгоритм.

Актуальность работы. Обезвоживание влажных сыпучих материалов является важной стадией производства в ряде отраслей промышленности.

При обогащении угля сушка является завершающей стадией производственного цикла и от ее эффективной реализации зависит качество и стоимость конечного продукта. Важнейшее значение этот процесс играет на завершающей стадии обогащения углей [1].

Однако эффективность процесса сушки не всегда в полной мере отвечает поставленным требованиям. Одной из причин этого является то, что на этапе проектирования предварительная оценка схем весьма затруднена ввиду сложности процесса. Применение систем автоматизированного проектирования с использованием компьютерных технологий позволяет улучшить качество принимаемых проектных решений. В этой связи тема работы является актуальной.

Цель работы – разработка основ подсистемы автоматизированного проектирования технологических схем сушки обогащенных углей, позволяющей повысить качество проектов за счет эффективного применения компьютерных технологий для реализации трудоемких рутинных функций.

Основное содержание работы. Процесс проектирования включает ряд этапов, в том числе: рассмотрение и оценка вариантов проектов, обоснование и верификация принимаемых проектных решений. По мере усложнения технологий, расширения числа возможных вариантов проектов возникает необходимость автоматизации процесса проектирования с применением методов математического моделирования и компьютерных технологий [2].

Классификация основных видов технологии сушки приведена в табл. 1 и на рис. 1.

На рис. 2 приведена функционально-логическая схема системы автоматизированного проектирования (САПр) технологии процесса сушки.

Как показывает практика организации работ по созданию сушильных агрегатов, наиболее перспективным направлением в технологии является сушка в «кипящем слое» [1, 3].

Сушилка «кипящего слоя» позволяет увеличить продолжительность сушки материала во много раз и регулировать ее в очень широких пределах [4]. Этот принцип сушки наиболее приемлем для таких материалов, продолжительность сушки которых исчисляется десятками секунд или минутами. Таким образом, сушка материалов в «кипящем слое» позволяет значительно расширить область применения метода сушки во взвешенном состоянии.

Основу системы автоматизированного проектирования составляет математическое обеспечение, включающее комплекс математических моделей в совокуп-

ности с алгоритмами их реализации и пакет прикладных программ, осуществляющих процесс имитационного моделирования при проектировании [5].

Таблица 1 – Классификация сушильных установок

Признак классификации	Типы сушилок
По способу подвода тепла к материалу	Конвективные, контактные (сушка на горячих поверхностях), радиационные (сушка инфракрасными лучами), электрические (сушка в электрическом поле)
По давлению в рабочем пространстве	Атмосферные, вакуумные
По способу действия	Периодического или непрерывного действия
Сушильный агент	Воздух, топочные газы, смесь воздуха с топочными газами, перегретый пар и инертные газы
По направлению движения сушильного агента относительно материала	С прямотоком, противотоком, перекрестным током и реверсивные
По характеру циркуляции сушильного агента	С естественной и принудительной циркуляцией
По способу нагрева сушильного агента	С паровыми воздухоподогревателями, огневыми воздухоподогревателями, путем смешения с топочными газами, с электронагревом
Схема нагрева сушильного агента	С централизованным подогревом, с подогревом индивидуальными агрегатами и с промежуточным подогревом

На рис. 3 приведена обобщенная блок-схема алгоритма функционирования головной программы.

Блок 1 содержит информацию о составе и свойствах материала, поступающего на сушку. Информация представляется в виде массива или файла с как можно более полным набором характеристик.

В этом же блоке представляется информация о сушильном агенте, за счет воздействия которого создается эффект «псевдооживления».

В блоке 2 помещается информация о тех характеристиках конечного продукта, которые должны быть обеспечены в результате воздействия. Основные из них – это влажность на выходе и производительность аппарата, однако в процессе исследований могут быть рассмотрены и другие показатели.

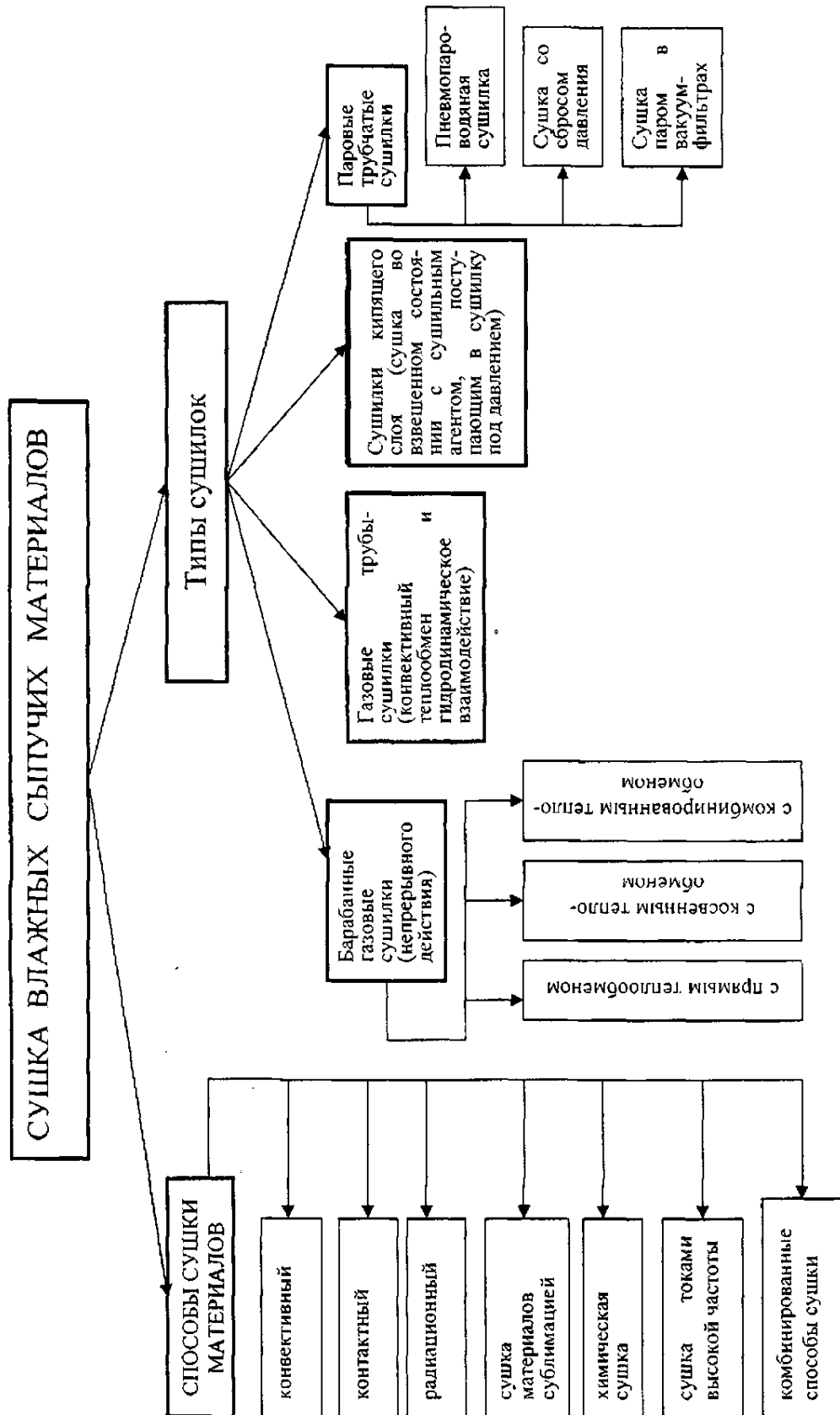


Рис. 1. Классификация видов технологий сушки

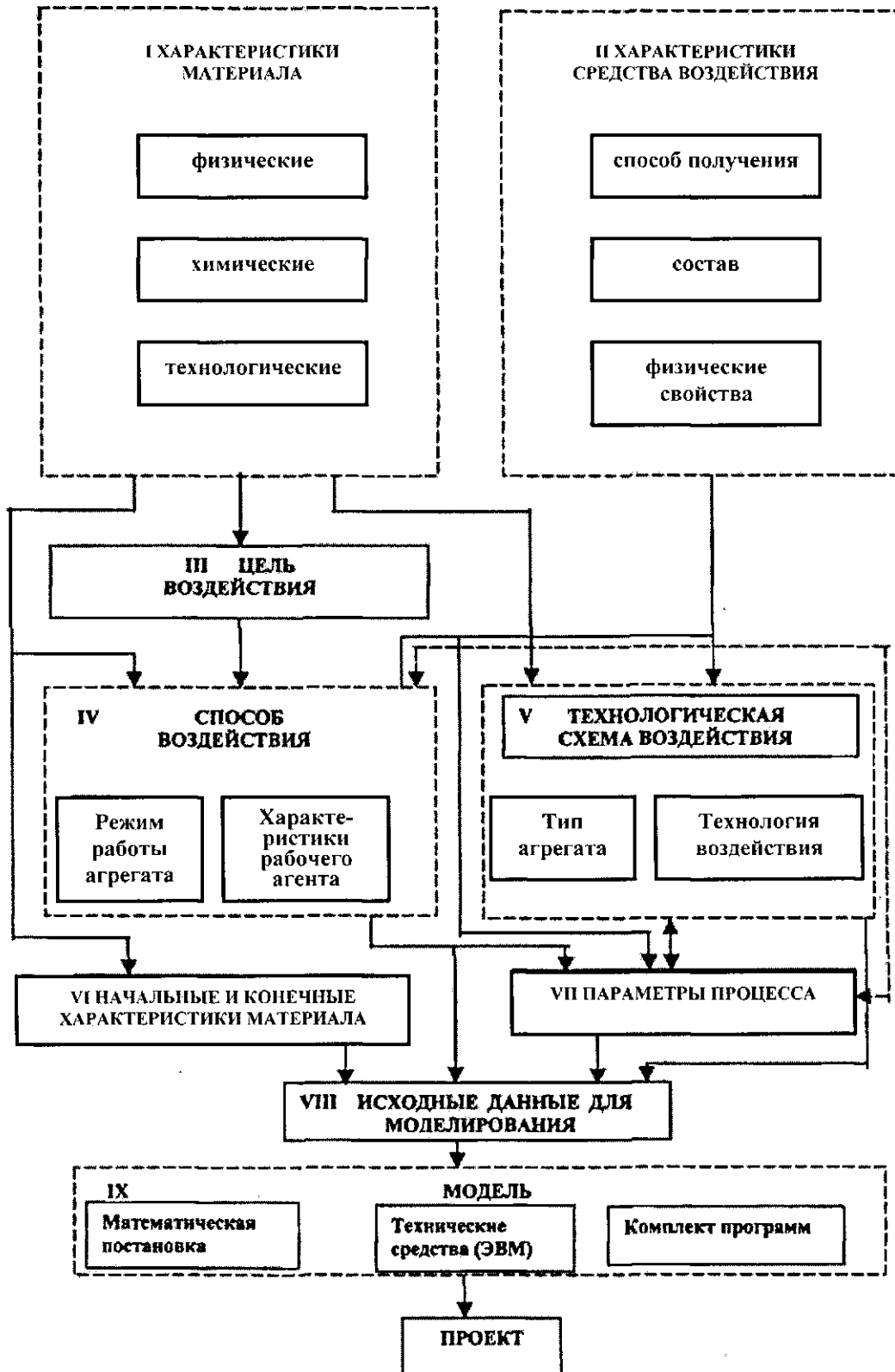


Рис. 2. Функционально-логическая схема системы автоматизированного проектирования технологических схем сушки

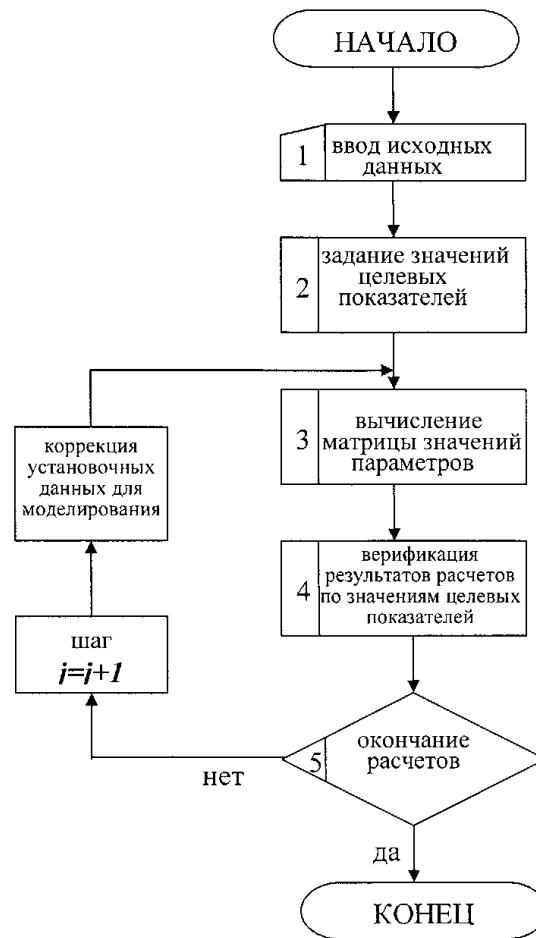


Рис. 3. Блок-схема алгоритма головной программы

Блок 3 – основной расчетный блок. Здесь выполняется численная реализация всех математических моделей, включаемых в предметную область САПр. На данном этапе это математические модели распределения температуры материала в камере сушилки, скорости частиц и концентрации обрабатываемого материала.

Как результат работы блока получают значения указанных параметров и вычисляются все другие величины, характеризующие показатели работы установки.

В блоке 4 выполняется верификация расчетных значений параметров по заданным значениям показателей, определяющих требования к конечному продукту. Верификация может быть построена как по принципу «консесуса», когда отклонение хотя бы одного параметра вызывает необходимость коррекции исходных данных и повторения моделирования, так и по интегральному принципу с использованием, например, метода наименьших квадратов.

Выводы.

Предложена структура и алгоритмы функционирования системы автоматизированного проектирования технологических схем сушки обогащенного угля.

Основным преимуществом системы автоматизированного проектирования является то, что с ее помощью возможно получить достаточно полную информацию о различных вариантах проекта, при этом избежать массы рутинных операций и необходимости проведения значительного количества дорогостоящих экспериментов.

Список использованной литературы

1. Филиппов В.А. Конструкция, расчеты и эксплуатация устройств и оборудования для сушки минерального сырья / В.А. Филиппов – [2-е изд., перераб. и доп.]– М.: «Недра», 1989. – 309 с.: илл., табл.
2. Павлыш В.Н. Развитие теории и совершенствование технологии процессов воздействия на угольные пласты: Монография / В.Н. Павлыш. – Донецк: РВА ДонНТУ, 2005. – 347 с.
3. Сушилки «кипящего слоя» в США: Обзор / И.С. Благов, В.А. Филиппов. – М: ЦНИЭИуголь, 1978. – 55 с.: илл.
4. Филиппов В.А. Технология сушки и термоаэроклассификации углей / В.А. Филиппов. – М: «Недра», 1987. – 286 с.: илл.
5. Павлыш В.Н. Математическое моделирование динамических характеристик процесса сушки обогащенных углей / В.Н. Павлыш, И.В. Тарабаева // Вісник Криворізького державного технічного університету. – Кривий Ріг, Криворізький держ. техн. ун-т. – 2006. – Вип. 14.– С. 170 – 174.

Надійшла до редакції 26.03.2013

І.В. Тарабаєва
Донецький національний технічний університет, Донецьк

АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЕКТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ СУШІННЯ ЗБАГАЧЕНОГО ВУГІЛЛЯ

Розглядається задача розробки структури та принципів функціонування системи автоматизованого проектування технологічних схем сушіння збагаченого вугілля. В основу математичного забезпечення системи покладена детермінована математична модель процесу сушіння у вигляді системи рівнянь математичної фізики.

Ключові слова: процес, технологія, математична модель, структура, алгоритм.

I.V. Tarabayeva
Donetsk National Technical University, Donetsk

THE AUTOMATISATION OF PROJECTING OF TECHNOLOGICAL SCHEMES OF DRYING OF ENRICHED COAL

The problem of creation of structure and principles of activity of system of automatic projecting of technological schemes of drying of enriched coal is considered. The base of mathematical soft of system is determined mathematical model of process of drying as the system of equations of mathematical physics.

Keywords: process, technology, mathematical model, structure, algorith.

УДК 622.016.4.001.891.55

Р.Н. ТЕРЕЩУК (канд. техн. наук, докторант)
ГВУЗ «Национальный горный университет»

ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОВЕДЕНИЯ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ЗАКРЕПЛЕННЫХ РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПЬЮ

Рассмотрены горно-геологические и горнотехнические условия проведения и крепления наклонных выработок. Приведена методика проведения шахтных инструментальных наблюдений. Приведены результаты смещений кровли, почвы и боков выработки, а также смещения глубинных реперов, в наклонных выработках шахты «Добропольская». Выполнен анализ полученных зависимостей.

Ключевые слова: шахтные инструментальные наблюдения, замерная станция, глубинный репер, коэффициент разрыхления, наклонная выработка.

Введение. В результате ведения горных работ нарушается равновесное состояние нетронутого массива и развиваются механические процессы, приводящие к смещениям пород в образованные полости. Величина смещений пород на контуре выработки и их интенсивность – интегральные показатели проявления горного давления. Результаты проведения шахтных инструментальных наблюдений позволяют оценить эффективность различных технических решений, в том числе и по поддержанию выработок, являются базой для постановки и решения аналитических задач.

Шахтные исследования влияния анкерных систем и их параметров на устойчивость горных выработок и механизм деформирования вмещающего их массива включали в себя: визуальные наблюдения за состоянием крепи и вмещающих пород с целью его качественной оценки, изучение физико-механических свойств вмещающих пород, а также установление количественных и качественных закономерностей, характеризующих механизм деформирования и разрушения пород в окрестности выработок.

В работах [1-4] выполнен большой объем шахтных исследований, однако с увеличением глубины горных работ и изменением горно-геологических и горнотехнических условий требуется постоянный мониторинг состояния горных выработок.

Целью работы является изучение поведения приконтурного массива наклонных горных выработок, закрепленных рамно-анкерной крепью.

Материал и результаты исследований. Натурные исследования проводились в грузовом ходке уклона пласта m_5^{1B} гор 450 м шахты «Добропольская» на глубине 720 м. Выработка пройдена комбайновым способом и закреплена арочной крепью АП-13,8 с установкой дополнительно четырех анкеров длиной 2,4 м. Сечение выработок в свету $12,8 \text{ м}^2$. Бока и кровля выработки затягивались деревянной затяжкой. Расстояние между рамами крепи 500 мм. Угол наклона выработки 10 градусов.

Характеристика угольного пласта и вмещающих пород.

– песчаник светло-серый, тонкозернистый, косослоистый, слюдястый, массивный, среднеобрушаемый A_2 , средней крепости, является основой кровлей.

– алевролит серый, слабослоистый, переслаивается с тонкими слоями мелкозернистого песчаника, слюдястый, с редкими отпечатками обуглившейся флоры, средней крепости.

– аргиллит темно серый, горизонтально-слоистый, слабопесчаный, с сидеритовыми стяжениями, с тонкими прослойками алевролита, с отпечатками обуглив-

шейся флоры, средней крепости, малоустойчивый Б₃, является непосредственной кровлей.

– угольный пласт m_5^{1b} 2-х пачечного строения, черный полублестящий, полосчатый, с линзами пирита, средней крепости, мощностью 1,50...1,65 м.

– аргиллит темно-серый, в верхней части слоя «кучерявичик», комковатый, со следами скольжения, с тонкими слоями угля, далее массивный, однородный, в конце слоя горизонтально-слоистый, средней крепости, среднеустойчивый П₃, является непосредственной почвой пласта.

Оценка общего состояния выработок выполнялась в ходе визуального обследования, результаты которого приведены в работе [4].

Инструментальные наблюдения за процессами деформирования вмещающих выработки пород проводились с помощью контурных и глубинных замерных станций. Замерная станция состояла из четырех замерных пунктов, установленных в выработке на расстоянии друг от друга, равном двойному шагу установки рамной крепи.

Замерный пункт представляет собой три контурных репера, два из которых установлены в противоположных боках выработки соосно, на высоте 1,0 м от почвы выработки, и один – в кровле выработки по ее вертикальной оси (рис. 1).

Репер представляет собой шпур длиной 0,50 м диаметром 32 мм, в котором при помощи деревянных пробок закрепляются металлические штыри, выходящие одним концом в выработку. Конец репера, выходящий в выработку, выполнен в виде крюка для удобства фиксации шнуров отвеса и условного замерного горизонта.

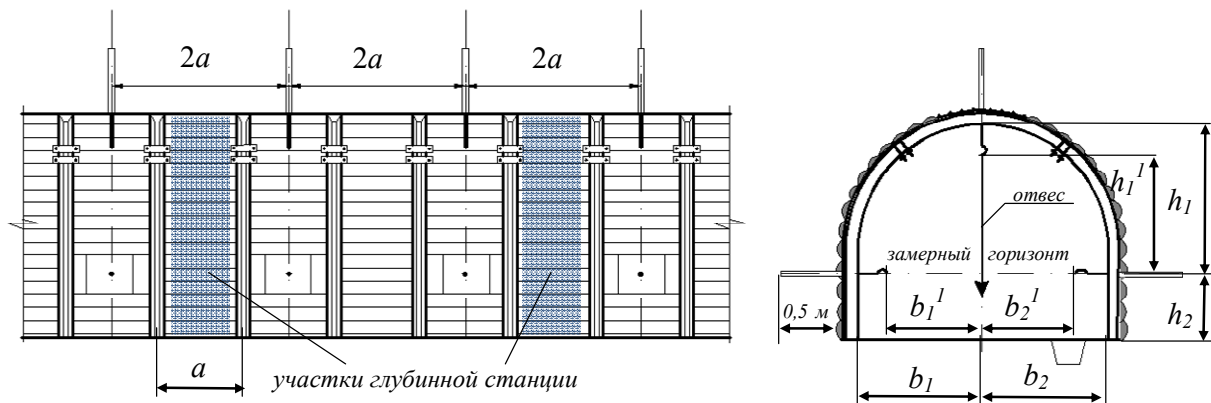


Рис. 1. Схема устройства замерной станций с контурными реперами

Участки замерной станции, на котором установлены глубинные реперы, показаны затенением на рис. 1. Глубинные реперы (рис. 2) размещались в скважинах и позволяли контролировать смещения в глубине массива на различном расстоянии от контура выработки. Глубинные реперы устанавливались на расстоянии 1,5 м от забоя выработки.

Для установки глубинных реперов на замерной станции в кровле по оси выработки бурились две скважины длиной 8 м диаметром 32 мм. В каждой скважине с шагом 0,5...1,0 м устанавливались глубинные реперы.

Каждый репер состоит из якорной части, выполненной из стальной проволоки диаметром 3 мм в виде пружинного элемента, и измерительных тяг из стального тросика диаметром 2 мм. Узел фиксации якоря и тяги показан на рис. 3.

Концевые части измерительных тяг, которые выходят в выработку, снабжались метками, относительно которых выполнялись замеры. Кроме того, каждая тяга маркировалась для возможности ее идентификации при проведении измерений.

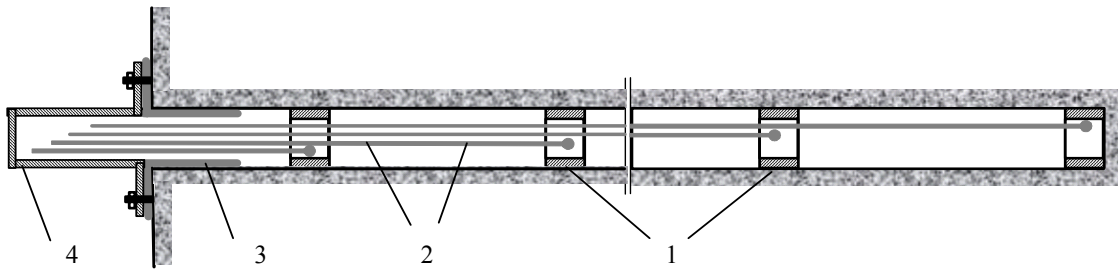


Рис. 2. Схема устройства скважины: 1 – якорная часть репера; 2 – измерительные тяги глубинных реперов; 3 – обсадная труба; 4 – кондуктор

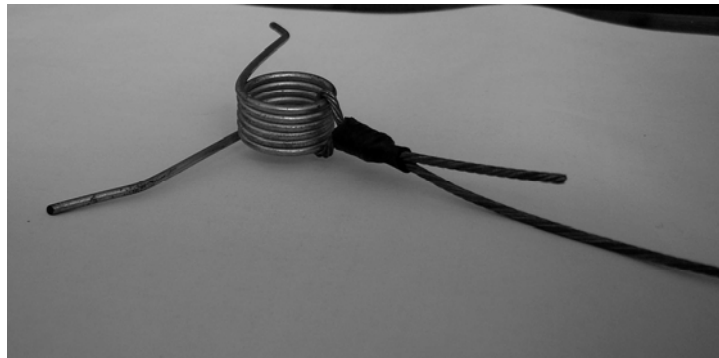


Рис. 3. Якорная часть глубинного репера

Для проведения измерений использовались маркшейдерская рулетка, отвес на гибком подвесе, жгут для натягивания измерительного горизонта и строительный уровень.

На верхний репер вывешивался отвес, а между боковыми реперами натягивался условный горизонт, положение которого проверялось строительным уровнем. Далее выполнялись измерения от верхнего репера до измерительного горизонта, от верхняка крепи до измерительного горизонта и от горизонта до уровня головки рельса. Дополнительно измерялись величины замков арочной крепи.

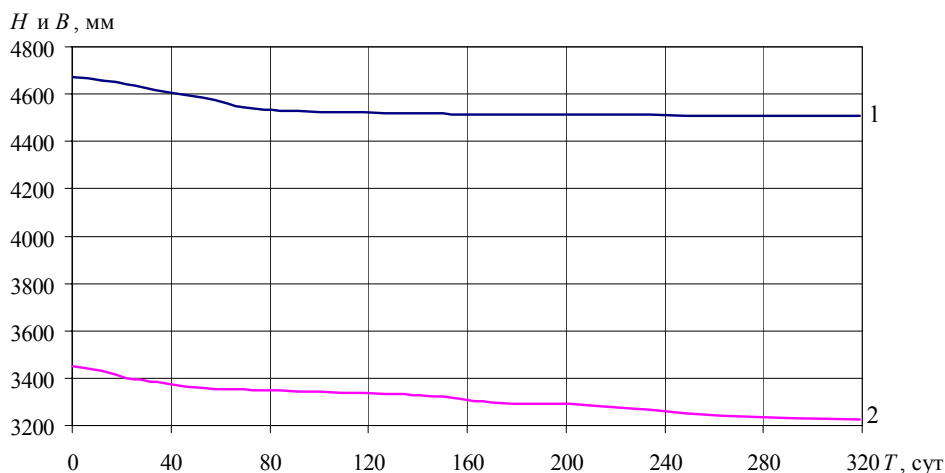


Рис. 4. Зависимость изменения параметров грузового хода от времени:
1 – ширина (B), 2 – высота (H)

Для контроля изменения ширины выработки измерялись расстояние между боковыми реперами, реперами и отвесом и стойками крепи и отвесом. Полученные

результаты фиксировались в замерной ведомости. Частота проведения измерений в первые шесть недель наблюдений была один раз в три дня, в дальнейшем, один раз в десять дней. Результаты измерений приведены на рис. 4-8.

В условиях образования зоны неупругих деформаций качественную и количественную оценки деформационных процессов производили по изменению величины коэффициента разрыхления пород $k_{ср}$ на участках между рассматриваемыми глубинными реперами. Средний коэффициент разрыхления пород между соседними реперами определяли по формуле, предложенной в работе [2].

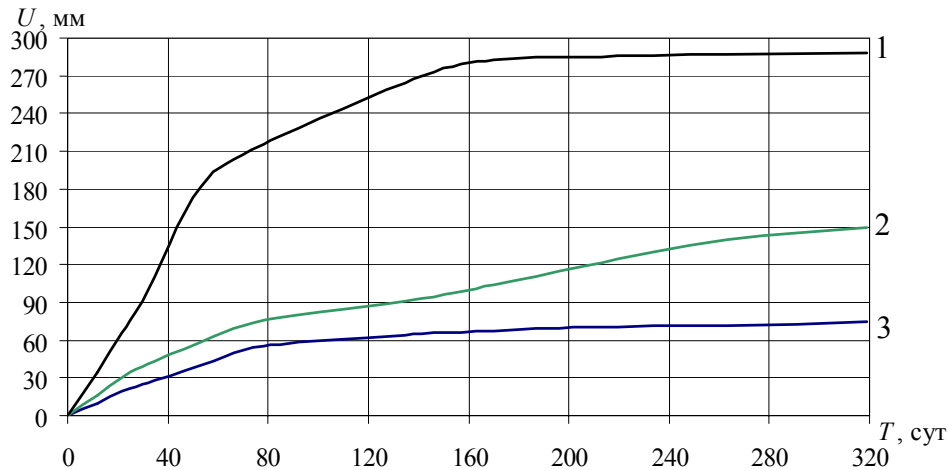


Рис. 5. Зависимость изменения величины вертикальных смещений в грузовом ходке от времени: 1 – массива в кровле, 2 – почвы, 3 – верхняка крепи

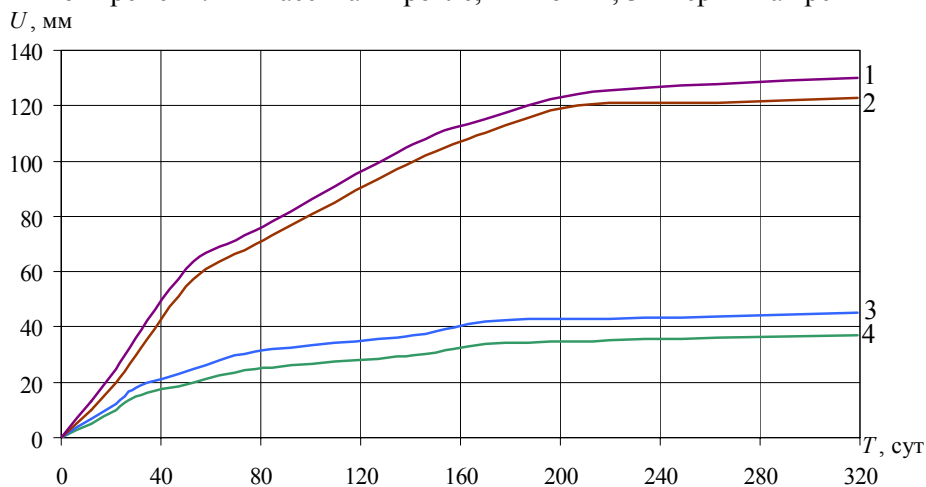


Рис. 6. Зависимость изменения величины горизонтальных смещений в грузовом ходке от времени: 1 – массива со стороны уклона, 2 – стойки крепи со стороны уклона, 3 – массива со стороны будущей лавы, 4 – стойки крепи со стороны будущей лавы

Анализ полученных результатов показывает следующее:

- уменьшение высоты и ширины выработки за 320 суток на участке с рамно-анкерной крепью составило 225 и 160 мм соответственно, тогда как на участке с рамной крепью – 540 и 220 мм;
- смещения массива в кровле выработки составили 288 мм, почвы – 150 мм и верхняка крепи – 75 мм (рис. 5);
- процесс смещения массива в кровле выработки происходил в три этапа: первые 55 суток интенсивные смещения со скоростью – 3,54 мм/сут; следующие

105 суток скорость смещений составила 0,8 мм/сут, а далее смещения практически прекратились – 0,06 мм/сут;

– смещения в почве выработки происходили плавно, без видимых резких изменений и средняя скорость поднятия почвы составила 0,42 мм/сут;

– смещения верхняка крепи происходило в два этапа: первые 80 суток относительно интенсивно со скоростью 0,73 мм/сут, далее с затуханием – 0,07 мм/сут;

– большая разница между смещениями массива в кровле выработки и верхняком крепи (рис. 5) свидетельствует о том, что забутовка закрепного пространства в кровле выполнена некачественно, тогда как в боках выработки массив и крепь смещаются совместно (рис. 6);

– как видно из рис. 7, расслоение массива вглубь от контура выработки происходит практически с момента ее проведения;

– приконтурный участок массива (до 2 м от контура выработки), перемещался практически единым блоком (рис. 7);

– непосредственно за этим участком (от 2 до 3 м от контура выработки) наблюдается зона сильно разрушенных пород ($k_{cp} = 1,32$) (рис. 8), далее (от 4 до 8 м от контура выработки) деформации массива значительно уменьшаются ($k_{cp} = 0,33 \dots 0,07$);

– вокруг горной выработки, закрепленной анкерной крепью, образуется зона неупругих деформаций и зона разрушения. Особенностью образования зоны разрушенных пород является то, что она начинает развиваться не от контура выработки, а от внешней границы заанкерованного массива.

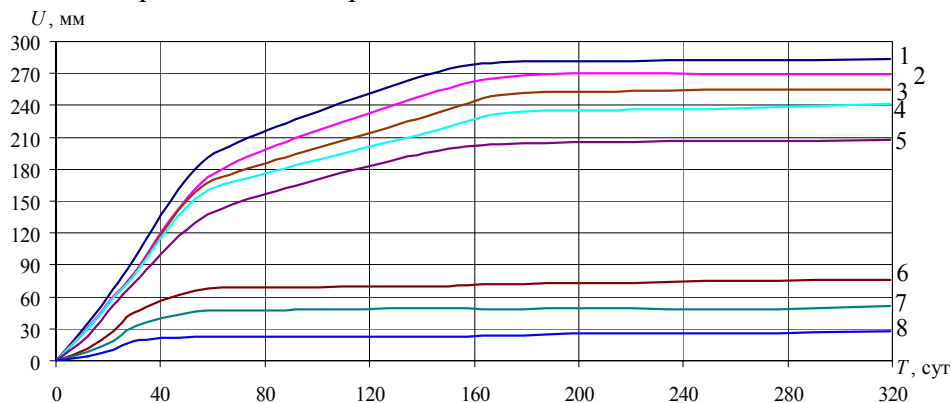


Рис. 7. Смещения контура выработки относительно глубинных реперов во времени:

1 – 8 м, 2 – 6 м, 3 – 5 м, 4 – 4 м, 5 – 3 м, 6 – 2 м, 7 – 1 м, 8 – 0,5 м

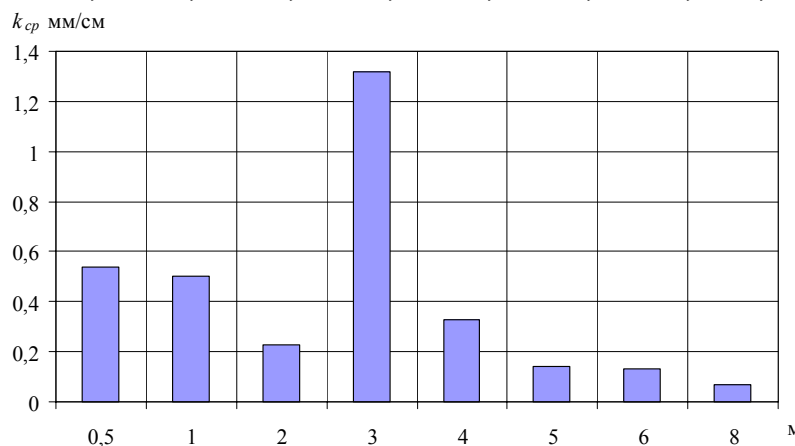


Рис. 8. Величина среднего коэффициента разрыхления пород кровли при удалении от контура выработки на 320 сутки наблюдений

Выводы. В кровле выработки, закрепленной рамно-анкерной крепью, формируется породно-анкерная конструкция, которая выполняет роль крепи. Далее начинается расслоение пород за ее границей, при этом конструкция воспринимает на себя нагрузку от разрыхления пород в зоне разрушения и сдерживает развитие деформаций в глубину массива и смещения пород в направлении контура выработки. Смещения пород кровли с рамно-анкерной крепью в сравнении с рамной крепью, для данных условий разработки, уменьшаются в 2...2,5 раза.

Результаты натурных инструментальных исследований являются исходными данными для разработки методов и средств обеспечения устойчивости наклонных горных выработок шахт ООО «ДТЭК Добропольеуголь», которые будут использоваться при создании лабораторных и математических моделей.

Список использованной литературы

1. Солодянкин А.В. Геомеханические модели в системе геомониторинга глубоких угольных шахт и способы обеспечения устойчивости протяженных выработок: дисс.... доктора техн. наук: 05.15.04.; 05.15.09 / Александр Викторович Солодянкин. – Днепропетровск, 2009. – 426 с.
2. Новиков А.О. Развитие научных основ управления устойчивостью выработок с использованием анкерных систем: дисс.... доктора техн. наук: 05.15.02 / Александр Олегович Новиков. – Донецк, 2011. – 479 с.
3. Халимендик Ю.М. Шахтные исследования состояния наклонных выработок / Ю.М. Халимендик, В.Ф. Панибратченко, Р.Н. Терещук, Е.А. Колесниченко, А.Е. Григорьев // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. – 2011. – Вип. 94. – С. 229-238.
4. Терещук Р.Н. Обследование состояния горных выработок на шахтах шахтоуправления «Добропольское» ООО «ДТЭК Добропольеуголь» / Р.Н. Терещук, А.Е. Григорьев // Проблеми гірського тиску. – 2012. – Вип. 20.

Надійшла до редакції 26.03.2013

Р.М. Терещук

ШАХТНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПОВЕДІНКИ ПРИКОНТУРНОГО МАСИВУ ПОХИЛИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО ЗАКРІПЛЕНІ РАМНО-АНКЕРНИМ КРІПЛЕННЯМ

Розглянуто гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови проведення та кріплення похилих виробок. Наведено методику проведення шахтних інструментальних спостережень. Наведено результати зміщень покрівлі, підшви та боків виробки, а також зміщення глибинних реперів, в похилих виробках шахти «Добропольська». Виконано аналіз отриманих залежностей.

Ключові слова: шахтні інструментальні спостереження, замірна станція, глибинний репер, коефіцієнт розпушення, похила виробка.

R. Tereschuk

MINING STUDIES OF BEARING STRATA IN VICINITY OF INCLINED MINING WORKINGS FASTENED WITH ARCH AND ANCHOR SUPPORT

Geological and mining engineering conditions for drive and fastening of inclined workings are considered. The technique of mine instrumental observations is brought. The results of the displacement of the roof, ground and working's sides, as well as the displacement of deep benchmarks in inclined workings of the mine "Dobropolskaya." The analysis of the obtained relationships is done.

Keywords: mine instrumental observations, metering station, a deep benchmark, loosening factor, inclined working.

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ (канд. техн. наук, доц.)

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут», Україна

ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ ВІДСТАНЕЙ МІЖ ЦИЛІНДРИЧНИМИ ЗАРЯДАМИ ПРИ ЇХ ПІДРИВАННІ В СКЕЛЬНОМУ МАСИВІ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Запропоновано методику визначення раціональних відстаней між свердловинними зарядами при їх одночасному підриванні шляхом встановлення оптимальних значень об'ємів руйнування в межах воронок дроблення та додаткових зон руйнування. Отримані результати дозволяють оптимізувати параметри буропідривних робіт з точки зору енергоефективності.

Ключові слова: гірський масив, напружений стан, циліндричний заряд, зона руйнування, концентрація напружень, об'єм руйнування.

Актуальність. На основі основних положень математичної постановки задачі по встановленню напруженого стану скельних масивів гірських порід при вибуху поруч розташованих циліндричних зарядів вибухових речовин (ВР) розроблена просторова математична модель динамічного квазікрихкого руйнування скельних масивів гірських порід вибухом системи циліндричних зарядів ВР, що дозволяє визначити розміри і форму зони руйнування [1, 2]. Встановлено, що під час вибуху двох поруч розташованих зарядів ВР, хвилі напружень, які розповсюджуються від кожного заряду, взаємодіють між собою. Відповідно до такої взаємодії формується діаграма направленості потоку енергії, який характеризується концентрацією напружень, що виникають в скельному масиві гірських порід під час вибуху [3]. В результаті спрямованої концентрації напружень спостерігається руйнування масиву гірських порід в напрямку, який є перпендикулярним лінії розташування свердловинних зарядів. Розмір руйнування в цьому напрямку значно перевищує радіус руйнування від вибуху одиночного заряду (рис. 1).

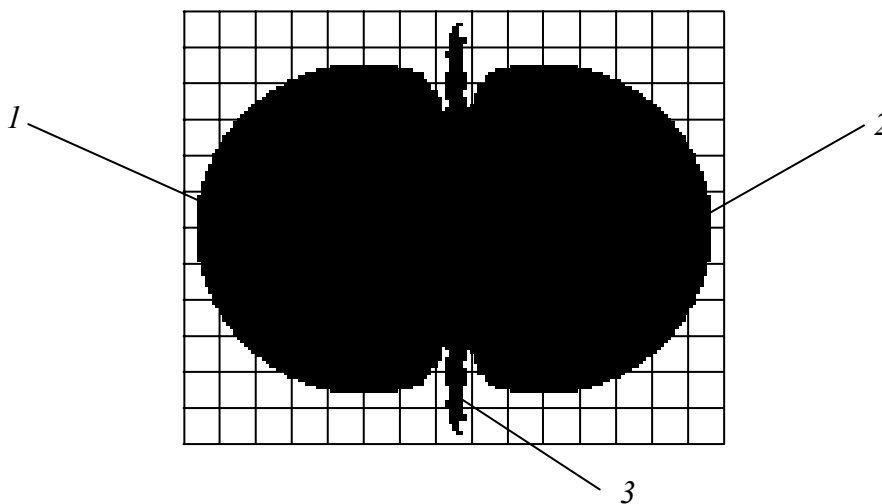


Рис. 1. Зона руйнування масиву гірських порід на поверхні при вибуху двох циліндричних зарядів: 1, 2 – зони руйнування, які утворені вибухом першого та другого зарядами, відповідно; 3 – зони руйнування, які утворені в результаті взаємодії енергетичних потоків при одночасному підриванні двох зарядів.

Постановка задачі. Дослідження, проведені в [4], дозволили встановити, що додаткова зона руйнування збільшується зі зменшення відстані між зарядами.

Водночас, при зближенні воронок дроблення загальний об'єм руйнування зменшується. Для встановлення раціональної, з точки зору взаємодії енергетичних потоків, відстані між свердловинними зарядами при їх одночасному підриванні пропонується сумістити на одному графіку відносні зміни об'єму руйнування в межах воронок дроблення та об'єму додаткової зони руйнування залежно від відстані між зарядами ВР. Місце перетину цих залежностей буде визначати найбільш ефективну відстань.

Викладення матеріалу та результати. Форму воронки дроблення, отриману в результаті підривання одиночного свердловинного заряду ВР в скельному масиві гірських порід, з певними допущеннями можна прийняти у вигляді параболоїду обертання. Відповідно, після підривання в гірському масиві двох поруч розташованих зарядів утвориться два параболоїда. Припустимо, що відстань між центрами параболоїдів дорівнює a (рис. 2). Оскільки маємо циліндричну симетрію, то достатньо розглянути одну четверту параболоїду. В цьому разі рівняння двох поруч розташованих четвертих частин параболоїдів обертання, будуть мати вигляд:

$$\begin{cases} 2p(z+H) = \left(x + \frac{a}{2}\right)^2 + y^2; \\ 2p(z+H) = \left(x - \frac{a}{2}\right)^2 + y^2, \end{cases} \quad (1)$$

де $p = \frac{r^2}{2H}$; r – радіус параболоїду на певній висоті; H – висота параболоїда.

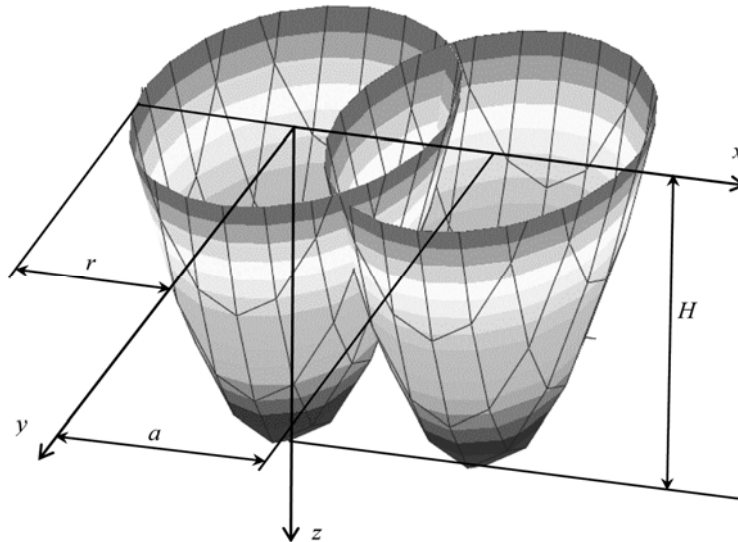


Рис. 2. Схема до розрахунку об'єму перетину двох поруч розташованих параболоїдів обертання

Об'єм перетину двох параболоїдів обертання в загальному вигляді може бути визначений за формулою

$$V_{\Pi} = \iint_D z(x, y) dx dy. \quad (2)$$

Для знаходження меж інтегрування по x та y розв'яжемо сумісно систему рівнянь (1). В результаті розв'язання отримаємо

$$D(x, y) = \left\{ 0 \leq x \leq \sqrt{2pH} - \frac{a}{2}; \quad -\sqrt{2pH - \left(x + \frac{a}{2}\right)^2} \leq y \leq 0 \right\}. \quad (3)$$

Таким чином, об'єм перетину двох параболоїдів обертання, розташованих на відстані d один від одного, визначиться інтегруванням виразу

$$V_{\Pi} = 4 \int_0^{\sqrt{2pH} - \frac{a}{2}} \int_{-\sqrt{2pH - \left(x + \frac{a}{2}\right)^2}}^0 \left(-H + \frac{\left(x + \frac{a}{2}\right)^2 + y^2}{2p} \right) dx dy. \quad (4)$$

В результаті інтегрування (4) отримаємо рівняння для визначення об'єму перетину двох поруч розташованих параболоїдів обертання

$$V_{\Pi} = \frac{16pH^2}{3} \left(\frac{3}{8} \left(\frac{\pi}{2} - \arcsin \frac{a}{2\sqrt{2pH}} \right) - \frac{a}{4\sqrt{2pH}} \sqrt{1 - \frac{a^2}{8pH}} \left(\frac{5}{4} - \frac{a^2}{16pH} \right) \right). \quad (5)$$

З урахуванням того, що $p = \frac{r^2}{2H}$ рівняння (5) остаточно прийме вигляд

$$V_{\Pi} = \frac{8r^2H}{3} \left(\frac{3}{8} \left(\frac{\pi}{2} - \arcsin \frac{a}{2r} \right) - \frac{a}{4r} \sqrt{1 - \frac{a^2}{4r^2}} \left(\frac{5}{4} - \frac{a^2}{8r^2} \right) \right). \quad (6)$$

Слід зазначити, що параболоїд обертання лише наближено описує форму воронки дроблення, а об'єм його не співпадає з об'ємом воронки, який отриманий чисельним розрахунковим методом. Тому для приведення отриманих результатів у відповідність у (6) пропонується ввести поправочний коефіцієнт k_{Φ} , який уточнює форму воронки дроблення (для магнетитових кварцитів $k_{\Phi}=1,64$):

$$V_{\Pi} = k_{\Phi} \frac{8r^2H}{3} \left(\frac{3}{8} \left(\frac{\pi}{2} - \arcsin \frac{a}{2r} \right) - \frac{a}{4r} \sqrt{1 - \frac{a^2}{4r^2}} \left(\frac{5}{4} - \frac{a^2}{8r^2} \right) \right). \quad (7)$$

Якщо відстань між воронками руйнування дорівнює двом радіусам зон руйнування на поверхні, тобто $a = 2r$, то об'єм перетину цих воронок дроблення буде становити, згідно (7), нулю. В цьому разі сумарний об'єм воронок руйнування буде дорівнювати двом об'ємам параболоїдів обертання:

$$V_{\text{В}} = k_{\Phi} \pi r^2. \quad (8)$$

При зменшенні відстані між воронками руйнування від $2r$ до 0 сумарний об'єм воронок дроблення буде також зменшуватися і становити

$$V_p = V_v - V_{\Pi}. \quad (9)$$

При руйнуванні магнетитових кварцитів свердловинними зарядами ВР з наступними параметрами: довжина свердловини – 15 м; діаметр заряду – 200 мм; тип ВР – грамоніт 79/21; щільність заряджання – 950 кг/м^3 ; швидкість детонації заряду – 3600 м/с отримана зона руйнування на поверхні гірського масиву радіусом 4,6 м [2]. З урахуванням цього та на підставі формул (7) – (9) побудована графічна залежність зміни об'єму руйнування в межах воронок дроблення від відстані між свердловинними зарядами ВР (рис. 3).

Аналіз залежності, наведеної на рис. 3, показує, що зі збільшенням відстані між свердловинними зарядами ВР збільшується також об'єм руйнування в межах воронок дроблення. Це збільшення об'єму відбувається до відстані між зарядами $a = 9,2 \text{ м}$, яка дорівнює подвійному значенню радіусу зони руйнування на поверхні гірського масиву. При подальшому збільшенні d сумарний об'єм воронок руйнування не змінюється, його значення дорівнює подвійному значенню однієї воронки руйнування $V = 2V_l = 1634,4 \text{ м}^3$.

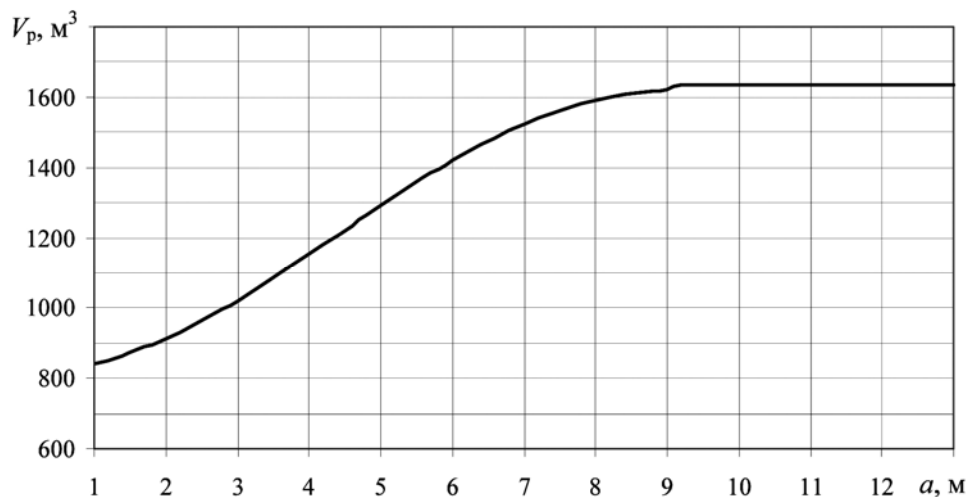


Рис. 3. Залежність зміни об'єму руйнування в межах воронок дроблення від відстані між свердловинними зарядами ВР.

Додаткова зона руйнування, що утворюється в результаті взаємодії енергетичних потоків вибухів при одночасному підриванні зарядів, виникає, згідно [4], при відстані між свердловинами 12 м і її об'єм становить $2,1 \text{ м}^3$. По мірі зближення зарядів ВР об'єм додаткової зони руйнування V_d також збільшується (табл. 1).

Табл. 1 – Значення додаткового об'єму руйнування магнетитового кварциту в залежності від відстані між свердловинними зарядами

a, м	13	12	11	10	9	8	7	6	5	4	3	2	1
$V_d, \text{ м}^3$	0	2,1	7,6	13,2	20,7	36,3	59,0	82,4	101,6	114,9	123,2	128,4	131,7

На рис. 4 представлена графічна залежність зміни об'єму додаткової зони руйнування в залежності від відстані між свердловинними зарядами ВР.

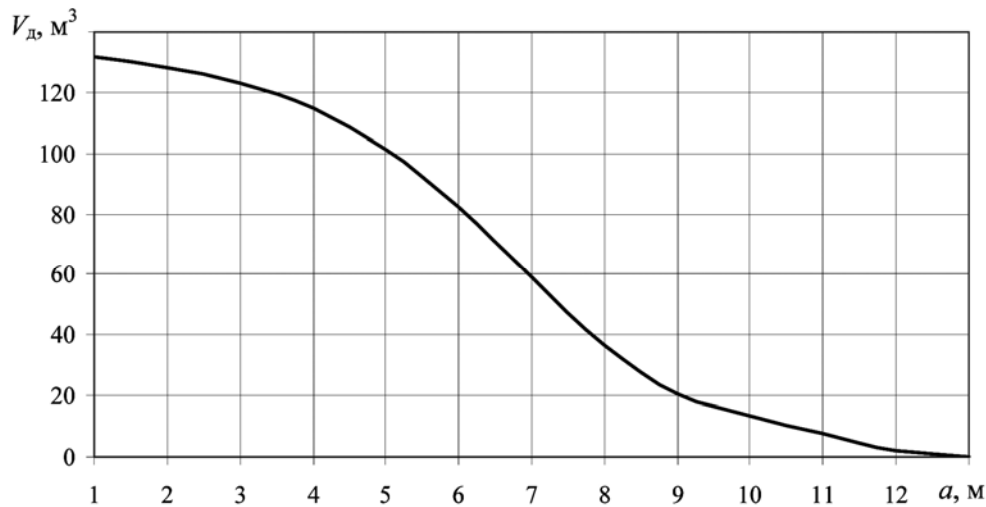


Рис. 4. Залежність зміни об'єму додаткової зони руйнування від відстані між свердловинними зарядами

Аналіз графічної залежності показує, що найбільш інтенсивний приріст об'єму руйнування магнетитових кварцитів відбувається при зміні відстані між свердловинними зарядами ВР від 8 до 4 м. При подальшому зменшенні відстані інтенсивність зростання об'єму зменшується, хоча поступове збільшення об'єму додаткової зони руйнування спостерігається.

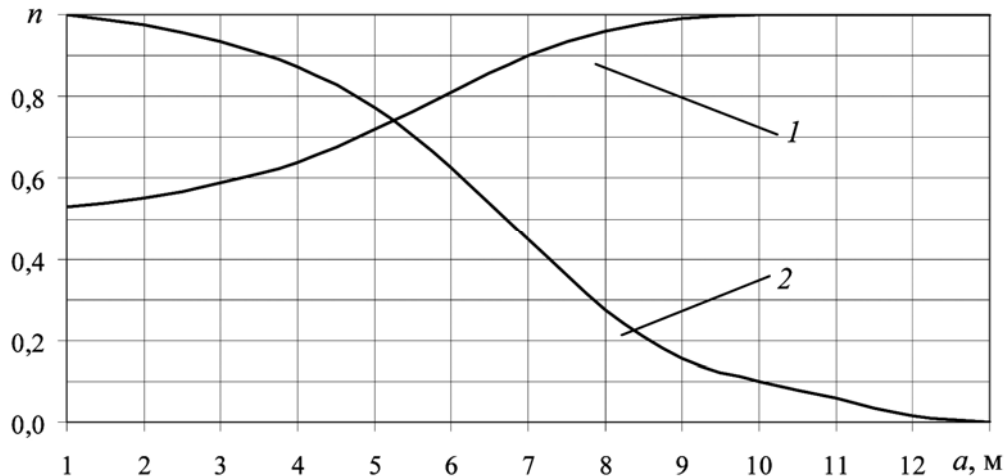


Рис. 5. Графічні залежності зміни відносних значень n об'єму руйнування в межах воронок дроблення (1) та об'єму додаткової зони руйнування (2) залежно від відстані між свердловинними зарядами

Виконаємо суміщення на одному графіку відносних значень зміни об'єму руйнування магнетитових кварцитів в межах воронок дроблення та об'єму додаткової зони руйнування залежно від відстані між свердловинними зарядами ВР. Відносні значення об'ємів встановлюються шляхом розділення об'єму руйнування при встановленій відстані між свердловинними зарядами ВР на максимальне його значення в межах досліджуваного інтервалу відстаней. Місце перетину цих залежностей визначить найбільш ефективну відстань між поруч розташованими свердловинними зарядами ВР при їх одночасному підірванні (рис. 5).

Аналіз рис. 5 показує, що графічні залежності перетинаються в місці, де відстань між свердловинними зарядами становить 5,3 м. Таким чином, ця відстань є найбільш ефективною при одночасному підриванні поруч розташованих свердловинних зарядів ВР в магнетитових кварцитах.

Аналогічні дослідження по встановленню оптимальної відстані між свердловинами проведені також для кварциту безрудного та сланцю кварц-слюдистому. В результаті розрахунків встановлено, що для кварциту безрудного ефективна відстань становить 5,75 м, а для сланця кварц-слюдистого 6,1 м.

Висновки.

1. Запропоновано методику визначення раціональної відстані між зарядами ВР при їх одночасному підриванні на основі оптимальних значень об'ємів руйнування в межах воронки дроблення та додаткових зон руйнування, що утворюються в результаті взаємодії енергетичних потоків вибухів від кожного з зарядів.

2. Отримані результати дозволяють здійснювати оптимізацію параметрів розташування циліндричних зарядів ВР при руйнуванні скельних масивів гірських порід на основі найбільш повного використання енергії вибуху.

Список використаної літератури

1. Фролов О.О. Теоретичні передумови розрахунку об'єму руйнування гірських порід під час вибуху систем подовжених зарядів / О.О. Фролов // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – К.: НТУУ "КПІ": ЗАТ «Техновибух». – 2008. – Вип. 16. – С. 13–16.
2. Фролов О.О. Встановлення розмірів і форми зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів / О.О. Фролов // Збірник «Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва»: Науково-виробничий збірник. – Кременчук: КДПУ, 2009. – Вип. 1/2009 (3). – С. 100–105.
3. Фролов О.О. Визначення розмірів зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів / О.О. Фролов // Тези XXXIV науково-практичної конференції, присвяченої Дню університету. – Житомир: ЖДТУ, 2009. – С. 90–91.
4. Фролов О.О. Дослідження параметрів зони руйнування при вибуху системи свердловинних зарядів / О.О. Фролов // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – Кривий Ріг.: КТУ. – 2009. – Вип. 23. – С. 186–189.

Надійшла до редакції 26.03.2013

А.А. Фролов

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ РАССТОЯНИЙ МЕЖДУ ЦИЛИНДРИЧЕСКИМИ ЗАРЯДАМИ ПРИ ИХ ВЗРЫВАНИИ В СКАЛЬНОМ МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Предложена методика определения рациональных расстояний между скважинными зарядами при их одновременном взрывании путем установления оптимальных значений объемов разрушения в пределах воронки дробления и дополнительных зон разрушения. Полученные результаты позволяют оптимизировать параметры буровзрывных работ с точки зрения энергоэффективности.

Ключевые слова: горный массив, напряженное состояние, цилиндрический заряд, зона разрушения, концентрация напряжений, объем разрушения.

A.A. Frolov

VALIDATION OF RATIONAL DISTANCES BETWEEN CYLINDRICAL CHARGES DURING THEIR BLASTING IN ROCK MASS

Technique for determining the rational distances between hole charges during their simultaneous blasting by optimization of volumes of destruction within blasting wedges and additional fractured zones of destruction is offered. The obtained results allow optimizing parameters of drilling and blasting operations with respect to energy efficiency.

Keywords: rock mass, stress condition, cylindrical charge, zone of destruction, accumulation of stresses, volume of destruction.

УДК 622.273

А. А. ШУБИН (канд. техн. наук, доц.)

Горный Университет, г. Санкт-Петербург, Россия

ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ ТОРКРЕТБЕТОННЫХ КОНСТРУКЦИЙ С ФИБРОПОЛНИТЕЛЕМ

Показаны преимущества использования дисперсных волокон в составе бетонных смесей при проведении различного рода строительных и горно-строительных работ. Приведены количественные показатели свойств торкретфибробетонных композиций.

Ключевые слова: фибробетон, деформируемость, прочность.

Большие преимущества торкретбетона в строительстве и укреплении горных пород, а также улучшение соответствующего оборудования, материалов и технологии нанесения, сделали его важным инструментом в различных видах работ.

Использование в торкретбетоне фибры (такой материал получил название торкретфибробетон) позволяет значительно повысить экономический эффект за счет отказа от арматурных сеток и уменьшения толщины возводимой конструкции, что обусловлено возможностью торкретфибробетона воспринимать растягивающие напряжения, возникающие в изделии. Наряду с повышенной прочностью на осевое растяжение, торкретфибробетон обладает и более высокой прочностью на сжатие, растяжением при изгибе, трещиностойкостью, ударной вязкостью, термостойкостью. Кроме того, снижается трудоемкость производства работ – армирование конструкций совмещается с процессом бетонирования, увеличивается толщина наносимых слоев, снижается "отскок" материала. Одновременно, применение стальной фибры позволяет улучшить качество сцепления торкретбетона с поверхностью нанесения.

Преимущества торкретбетона с полипропиленовыми волокнами (ППВ) заключаются в лучшем сцеплении бетонной смеси, что так же снижает отскок и ускоряет укладку. При высокой дозировке более длинных волокон его прочность может сравниться с бетоном, содержащим 25–30 кг стальной арматуры.

На поведение бетона при нагружении основное влияние оказывают неоднородности, относящиеся к верхнему уровню структуры материала. Именно структурообразование в значительной мере определяет кинетику формирования и развития критических трещин, ответственных за разрушение материала при силовых воздействиях. Следовательно, эффективным уровням дисперсного армирования должны соответствовать такие параметры структуры армированного материала, при которых в наибольшей мере проявляются торможение (блокирование) роста трещин бетонных матриц и исключение процесса седиментации.

В результате совмещения микроармирующих композиционных элементов и матрицы образуется комплекс свойств композита, не только отражающий характеристики его компонентов, но и включающий свойства, которыми изолированные материалы не обладают. В частности, наличие границ раздела между армирующими элементами и матрицей существенно повышает трещиностойкость материала. Более того, в композитах, в отличие от металлов, повышение статической прочности приводит не снижению, а к повышению характеристик вязкости разрушения [1].

Невысокая стоимость таких полимерных материалов как полиолефины (полипропилен и полиэтилен) и доказанная многими авторами эффективность введения синтетических волокон в бетоны позволяют судить о достаточно высоком потенциале применения полимерных волокон для улучшения физико-механических и других свойств композиций на основе неорганических вяжущих.

Количество, тип и длина волокон используемых в смесях при проведении строительных работ на поверхности, зависит от требований проекта. Объем волокон менее 0,1 % понижает пластическую усадку в процессе трещинообразования, а следовательно, препятствует растрескиванию материала. Установлено [2], что присутствие полипропиленовой фибры в бетонах и растворах устраняет образование усадочных трещин на раннем этапе на 60–90 % (при применении арматурной сетки – всего на 6 %).

Дозировка 0,1 и более % по объему или 0,6 – 0,9 кг/м³ раствора предотвращает возможность его смешивания в автобетономешалке в течение 5 минут для равномерного рассеивания без образования комков и скоплений [2].

Более высокая дозировка, особенно фибриллированных волокон, используется в сборном бетоне, торкрет-бетоне и других видах бетона, где важна прочность и устойчивость к раскалыванию.

При дозировке 0,1–1,0 % ППВ не обеспечивает первичного армирования. Теория показывает [3], что количество волокна, которое выдерживает нагрузку после растрескивания – критический объем волокна – для ППВ составляет примерно 2,0 % по объему. Однако, даже дозировка 0,1–1,0 % ППВ по объему дает определенные преимущества раствору, как в пластичном, так и в затвердевшем состоянии. Волокна оказывают эффект немедленно, повышая сцепление смеси, препятствуя оседанию крупных, тяжелых частиц при уплотнении и облегчая подачу смеси насосом [4].

В механике композитов с дисперсным армированием при оценке влияния длины волокна (фибры) используется относительный параметр l/d , при этом считается, что наибольший армирующий эффект достигается при $l/d \approx 60 \dots 100$. При больших значениях этого параметра (больших длинах волокон) армирующий эффект ухудшается ввиду комкования волокон и ухудшении однородности структуры.

Влияние объемной концентрации фибры реализуется, начиная от некоторого уровня, обуславливающего достижение начальной объемно – пространственной связности фиброструктуры. Только после достижения «непрерывности» фиброармирования начинает ощущаться его позитивное влияние на характеристики исходного бетона – матрицы. Согласно [5], такие условия для игл при $l/d = 100$ наступают при объемной концентрации около 0,3 %.

Для анализа влияния армирования полипропиленовыми фибрами на прочность композита нами были проведены следующие исследования. В качестве базовых образцов, моделирующих свойства тонкостенных растворополимерных конструкций приняты пластины размерами $d \times 9 \times 40$ см, где толщина плит $d=1$ см или равна толщине стенок или полок конструкции. В наших исследованиях такие образцы испытывали с помощью специальных приспособлений на осевое растяжение, на изгиб в положениях «плашмя» и «на ребро». На сжатие испытывали полые призмы, склеенные из указанных пластин. На образцах определялась также усадка.

Образцы изготавливали из мелкозернистого бетона группы А классов В25...В40 с содержанием полипропиленовой фибры $n = 0,5; 1,0; 1,5$ и 2,0 % объема композита. Для фиброармирования использовали волокно (FIBRIN X-T), выпускаемое в виде отрезков длиной 14 мм. Прочность на разрыв волокон диаметром 0,2 мм составляет 450 – 600, а модуль упругости – 4000 – 6000 МПа. Цементно-песчаная матрица имела состав Ц:П=1:1 на цементе марок 400 и 500 при расходах до 800 кг/м³, В:Ц=0,45 и песке с модулем крупности до $M_k=1,5$.

Нагрузка, вызвавшая появление первых трещин в образцах с армированием 1,0 – 2,0%, при испытаниях на растяжение и изгиб, была на 10 – 12% больше той, которая образовывала трещины в образцах с меньшим процентом армирования.

При этом предельные относительные деформации растяжения раствора к моменту обнаружения первых трещин шириной раскрытия 3 – 5 мкм составили до $20 \cdot 10^{-5}$ – $30 \cdot 10^{-5}$, что в 2 – 2,5 раза больше, чем предельная растяжимость раствора-матрицы.

Первые силовые трещины при изгибе образовывались, как правило, у поверхностных пор. При увеличении нагрузки на поверхности образца появлялось большое число штриховых трещин, объединяющихся в предельной стадии в сплошные трещины с шагом от 3 до 8 мм при $n=0,5$ % и от 20 до 30 мм при $n=1,0$ %. Для определения трещиностойкости опытных образцов использовали метод разнообразных тензодатчиков, микроскоп и трубку Бринеля.

Наибольшая прочность при сжатии полипропиленового фиброраствора (при абсолютных значениях 29...32 МПа) получена при $n=1,5$ %; она превышала прочность раствора-матрицы всего на 10% (рис. 1).

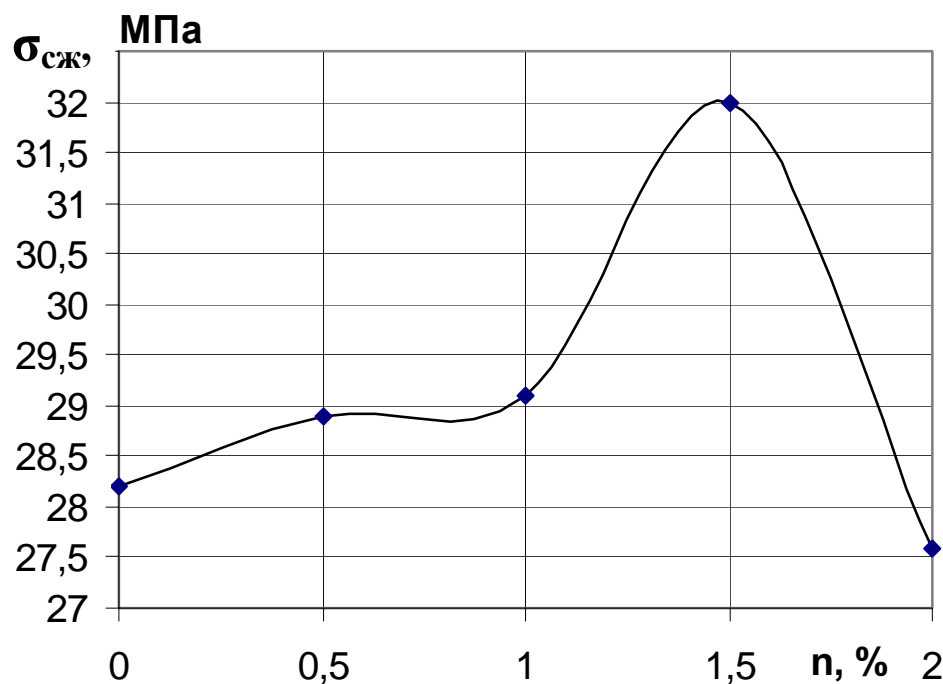
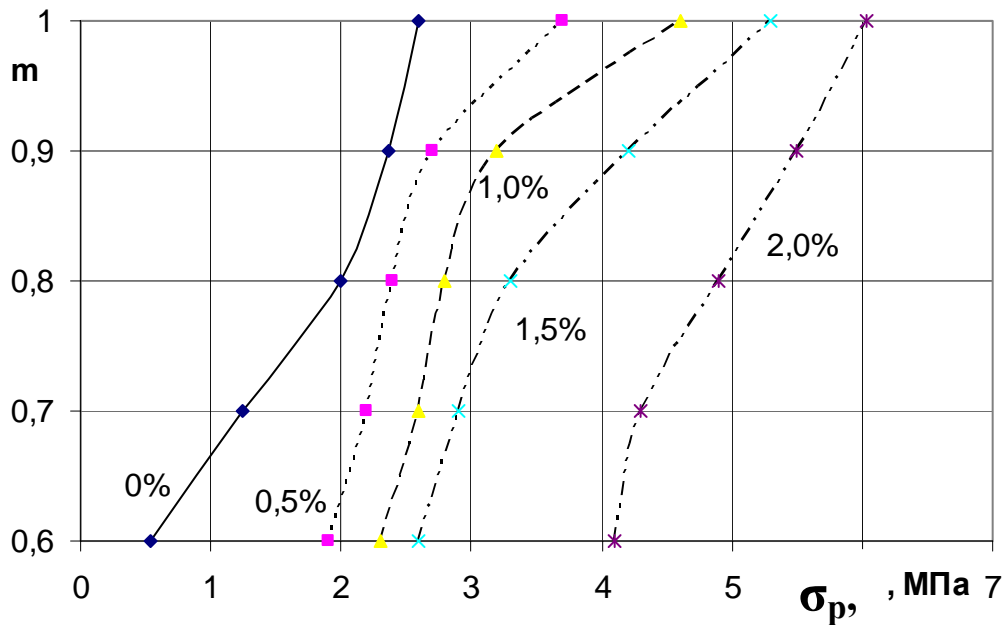


Рис. 1. График зависимости величины предельных напряжений на сжатие от процента армирования

Увеличение содержания фибр до 2,0 % несколько затрудняло уплотнение смеси, прочность при этом оставалась близкой к прочности бетона-матрицы. Коэффициент Пуассона полимерфиброраствора находится в пределах от 0,20 до 0,23.

Прочность раствора с дисперсными волокнами из полипропилена при растяжении σ_p при опытных значениях 3,7...6,04 МПа увеличивалась с повышением прочности матрицы и при увеличении содержания в ней фибры. При $n=2,0$ % она в 2 – 2,3 раза больше прочности раствора-матрицы. При переходе от класса В20 к В40 прочность на растяжение увеличилась на 20%. Результаты исследований приведены на рис. 2.

Параметром m , на рис. 2 обозначен коэффициент, учитывающий влияние прочности матрицы на прочность композита. Значение $m=1$ соответствует классу бетона В40, а $m=1$ – классу В20, для данных условий испытаний.



Учитывая, что разрушение изгибаемых или растянутых элементов из полимерфибробетона возникает, в основном, при нагрузке, превосходящей, нагрузку трещинообразования, то при определении прочности на растяжение раствора с наполнителем из волокнистого полимера можно воспользоваться формулой [4]:

$$\sigma_p = nmC\sigma_\phi,$$

где n – коэффициент армирования, определяемый отношением объема фибры к объему композита;

σ_ϕ – прочность при разрыве моноволокна;

m – коэффициент, учитывающий влияние прочности матрицы на прочность композита;

C – комплексный коэффициент, учитывающий ориентацию волокон, влияние длины волокон, влияние агрегатного состояния армирующего волокна и др.

Использование зависимостей показанных на рис. 2 дает возможность комплексного решения задачи о разрушении бетона или раствора с фиброапполнителем от действия растягивающих нагрузок.

Список использованной литературы

1. Васильев В.В. Композиционные материалы / В.В. Васильев. – М.: Машиностроение, 1990. – 512 с.
2. Баженов Ю.М. Технология бетона / Ю.М. Баженов. – М.: Высш. шк., 1987. – 415 с.
3. Гордон С.С. Структура и свойства тяжелых бетонов на различных заполнителях / С.С. Гордон.- М.: Стройиздат, 1969. – 70 с.
4. Бирюкович К. Л. Мелкие суда из стеклоцемента и армоцемента / К.Л. Бирюкович, Ю.Л. Бирюкович, Д. Л. Бирюкович. – Л.: Судостроение, 1965. – 164 с.
5. Бабков В.В. Модифицированные бетоны повышенной ударной выносливости / В.В. Бабков, В.Н. Мохов, М.Б. Давлетшин, А.В. Парфенов, А.Е. Чуйкин. – М.: Строительные материалы, 2002. – № 5.

Надійшла до редакції 26.03.2013

А.А. Шубін

Показані переваги використання дисперсних волокон у складі бетонних сумішей при проведенні різного роду будівельних і гірничо-будівельних робіт. Приведені кількісні показники властивостей торкрет-фібробетонних композицій

Ключові слова: фибробетон, деформованість, міцність

A. Shubin

Advantages of the use of dispersible fibres are rotined in composition concrete mixtures during the leadthrough of different sort of build and mining works. The quantitativе indexes of properties of torkret - fibro of concrete compositions are resulted

Keywords: torkret - fibro of concrete, deformation, strength

СОДЕРЖАНИЕ	стр.
С.Н. Александров, Ю.И. Берчак	
Опыт борьбы с угольной пылью на шахте имени Дзержинского, ГП «Дзержинскуголь»	3
Аль-Джерди Орва	
Управление процессом гидравлического воздействия на угольный пласт с применением специализированного автоматического устройства	8
И.В. Антипов, А.В. Савенко, Е.Д. Стаднюк, И.В. Жуковцов, С.В. Козырь	
Инструментальные наблюдения конвергенции вмещающих пород и смещения краевой части угольного пласта в очистном забое шахты "Трудовская"	13
Е.М. Арефьев	
Оценка влияния изменения натяжения конвейерной ленты на параметры процесса виброочистки	23
Е.М. Арефьев	
Оценка толщины неотделенного в результате виброочистки слоя горной массы на конвейерной ленте	26
Г.В. Бабиюк, А.А. Леонов, В.Ф. Пунтус	
Распорно-податливая крепь с регулируемыми параметрами	31
Н.С. Біла	
Основні визначення, нормативна база і актуальність проблеми електробезпеки	36
О.Г. Білашенко	
До питання використання геофізичних методів для вирішення геоекологічних завдань	41
С.В. Борщевский, А.Ю. Прокопов, В.Ф. Формос, В.В. Глебо	
К вопросу исследования основных причин нарушений крепи вертикальных стволов Донбасса	47
Michał Chmurko	
Work analysis of frictional joint with the resistance wedge	53
Jarosław Brodny	
Determining the working characteristic of a friction joint applied in mining yielding support	60
В.А. Васильковский	
Пикнометрические исследования каменных углей шахт Донбасса: поиск закрытой пористости и зависимости плотности от степени измельчения угля	67
Н.И. Волошина, П.В. Череповский	
Пути повышения эффективности щитовой выемки	73

С.Е. Гулько, И.И. Гомаль Анализ состава и состояния гидротехнических сооружений угольных шахт	78
П.А. Деменков, М.А. Карасев Геомеханическое обоснование разных схем строительства многофункционального подземного комплекса с пересадочным узлом метрополитена	85
П.А. Деменков Геомеханический прогноз напряженно-деформированного состояния обделок взаимовлияющих перегонных тоннелей	92
Н.Н. Касья, П.С. Дрипан, В.А. Андрейко Лабораторные исследования способа закрепления анкера методом статического вдавливания	98
И.А. Ефремов Охрана окружающей среды и энергообеспечение промышленных горнодобывающих регионов путем создания теплоэнергетических комплексов	104
Н.В. Зуєвська Аварійні явища на міських об'єктах в умовах лесових просадних ґрунтів в присутності температурного чинника	111
И.С. Костюк, Б.Н. Казуб Прогнозирование направлений научных исследований по разработке индивидуальных информационных систем для обеспечения безопасности труда шахтеров	116
О.В. Калініченко Особенности механизма оптимізації управління страховими ризиками на чірничовидобувних підприємствах	123
С.А. Калякин Пожаровзрывоопасность угля и пылегазовых смесей в шахтах	127
С.А. Калякин, Н.Р. Шевцов, Р.А. Стрільчук, И.Ж. Сирачев Условия разрушения горных пород и строительных конструкций накладными зарядами ВВ в режиме гидровзрывания	145
С.А. Калякин, А.Н. Шкуматов, К.Н. Лабинский Управление разрушающим действием взрыва удлиненного шпурового заряда взрывчатого вещества	157
В.И. Каменец, Н.Н. Татаренко Совершенствование проведения и поддержания выработок уклонного поля шахты «Октябрьский рудник»	165
И.И. Клочко, Н.И. Лобков Обоснование и расчет предельного пролета породного слоя над выработанным пространством	171

Е.И. Кольчик, Н.И. Волошина, А.Е. Кольчик Влияние труднообрушаемой основной кровли угольных пластов на метановыделение в выемочные выработки	178
А.Б. Копылов, А.Е. Харламов Геомеханическое обоснование особенностей поддержания горных выработок в слабых глинистых породах	183
Г.Г. Литвинский, Ю.Н. Бикяшева Учет формы образца при испытаниях бразильским методом	189
Г.Г. Литвинский, Э.В. Фесенко Оптимальный прокатный профиль для рамной крепи	198
Е.А. Манидина, К.В. Белоконов, В.Р. Румянцев, Е.В. Матухно К вопросу снижения аэродинамического шума на промышленных предприятиях	204
О.А. Крафт, А.В. Мерзлікін, В.В. Назимко Побудова цифрової моделі проекту вуглевидобутку для кількісного дослідження його ризиків	209
С.Г. Негрей, Т.А. Негрей, Д.Н. Курдюмов Поддержание выемочных выработок для обеспечения их эксплуатационного и безаварийного состояния	218
Ю.А. Петренко, А.О. Новиков, А.В. Резник, И.Н. Шестопалов, Р.И. Петришин Новые способы повышения устойчивости выработок, закрепленных подавляющей крепью	226
С.Ю. Приходько, С.А. Курапов Возможности применения современных технологий в экологии	223
С.Ю. Приходько, П.И. Поляков, Н.Н. Грищенко Системный метод оценки устойчивого функционирования природно-промышленных систем	238
Е.В. Прокопенко Создание динамической модели для рационального размещения пород в отвале	241
А.В. Резник Анализ состояния горных выработок глубоких шахт Донбасса	245
О.М. Рябич Реформування вугільної галузі і створення вільного біржового ринку вугілля	249

В.Л. Самойлов, С.В. Подкопаев, Я.И. Рубан Разработка мероприятий по повышению добычи угля из очистного забоя пласта к ₆ ^н шахты имени В.И. Ленина ГП «Макеевуголь»	254
И.Г. Сахно Лабораторные исследования изменения скорости гидратации и фазового состояния саморасширяющихся смесей при воздействии электрического поля	260
Г.П. Стариков, О.Г. Худoley, Е.А. Навка, Д.В. Пилюгин Перспективы отработки выбросоопасных угольных пластов на больших глубинах	267
М.І. Ступнік Організаційно-методичні положення розробки ефективних схем розкриття родовищ на шахтах Кривбасу концентраційними горизонтами	277
И.В. Тарабаева Автоматизация проектирования технологических схем сушки обогащенного угля	283
Р.Н. Терещук Шахтные исследования поведения приконтурного массива наклонных горных выработок, закрепленных рамно-анкерной крепью	289
О.О. Фролов Обґрунтування раціональних відстаней між циліндричними зарядами при їх підриванні в скельному масиві гірських порід	295
А. А. Шубин Оценка состояния торкретбетонных конструкций с фиброполнителем	301

Наукове видання

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю**
(українською, російською мовами)

1(32)2013

Відповідальний за випуск *С. В. Подкопаєв*

Редактор *А. В. Зиль*

Технічний редактор *Г. А. Федоренко*

Комп'ютерна верстка *А. В. Петренко*

Адреса видавця: Україна, 83001, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДВНЗ «ДонНТУ»,
9-й учбовий корпус. Тел.: (062) 301-09-67.

Підписано до друку 23.03.2013. Формат 60×84 ¹/₈. Папір офсетний. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк. 35.3. Обл. вид. арк. 18.3 Тираж 100 прим.

Видавець та виготовлювач:

ДВНЗ «ДонНТУ»

83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, 9-й учбовий корпус

Свідоцтво про державну реєстрацію:

серія ДК №2982 від 21.09.2007.